

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И.Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Ормбасаров Ильяс Даниярович

«Усовершенствование технологии переработки вольфрам содержащие руды
месторождение Казахстана»

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

ОП 7М07226 – «Обогащение полезных ископаемых»

Алматы 2026

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт им. А.О. Байконурова

УДК 622.75/77.765

На правах рукописи

Ормбасаров Ильяс Даниярович

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации

«Усовершенствование
технологии переработки
вольфрам содержащие руды
месторождение Казахстана»

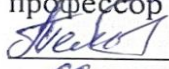
Направление подготовки

ОП 7М07226 – «Обогащение
полезных
ископаемых»

Научный руководитель

Канд.техн наук, доцент,

профессор кафедры МиОПИ

 Телков Ш.А.

« 03 » 01 2026 г.

Рецензент

Старший научный сотрудник,

Доктор PhD,

Филиал ВГИ «НЦ КГМС РК»,

 Алтынбек Ш.Ч.

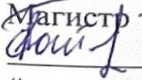
« 15 » 01 2026 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНТУ им.К.И.Сатпаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байконурова

Норм контроль

Ведущий инженер кафедры МиОПИ,

Магистр техн.наук


 Таймасова А.Н.

« _____ » _____ 2026 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующая кафедрой МиОПИ,

Канд.техн наук, ассоц профессор

 Барменшинова М.Б.

« _____ » _____ 2026 г.

Алматы 2026

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

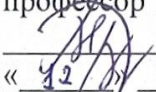
Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт им А.О. Байконурова

7M07226 – «Обогащение полезных ископаемых»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой МиОПИ,
Канд.техн наук, ассоц
профессор

 Барменшинова М.Б.
« 12 / 01 » 2026 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Ормбасарову Ильясу Данияровичу

Тема: «Усовершенствование технологии переработки вольфрам содержащие руды
месторождение Казахстана»

Утверждена приказом Ректора Университета № 133-П/Ө от 28.03.2024.

Срок сдачи законченного проекта: «19» января 2026 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Исходная вольфрамсодержащая руда
месторождения Казахстана

Перечень подлежащих разработке к магистерской диссертации вопросов:

- а) Выполнить эксперименты по отработке режима флотационного и гравитационного
обогащения;
- б) Изучить гранулометрический, минералогический, химический состав
вольфрамсодержащей руды;
- в) Выполнить эксперименты лабораторного флотационного обогащения с исходной
рудой;

Перечень графического материала: демонстративный материал с результатами
исследований не менее чем на __ слайдах.

Рекомендуемая основная литература:

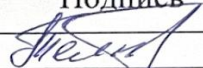
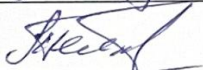

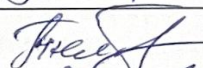
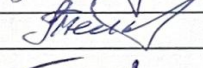

1. Чантурия В.А. Теория и практика обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 2014.
– 368 с., стр. 145–168.
2. Ревнивцев В.И. Флотация руд редких и рассеянных элементов. – М.: Горная книга, 2015.
– 240 с., стр. 92–110.
3. Филимонов Л. Н. Гравитационные методы обогащения руд. – М.: Недра, 2013. – 210 с.,
стр. 64–81.
4. Абдрахманов Т. К., Бейсенов С.Б. Современные методы переработки минерального
сырья. – Алматы: КазНИТУ, 2020. – 190 с., стр. 34–50.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

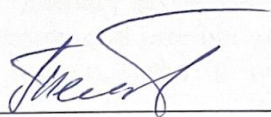
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Введение	05.02.2024	выполн
Аналитический обзор литературы	05.03.2024	выполн
Методика исследований	05.04.2024	выполн
Экспериментальная часть	05.03.2025	выполн
Заключение	05.05.2025	выполн

Подписи

консультантов и норм контролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов диссертации

Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Введение	Телков Ш.А. Кандидат технических наук, доцент, профессор кафедры МиОПИ	05.02.2024	
Аналитический обзор литературы		05.03.2024	
Методика исследований		05.04.2024	
Экспериментальная часть		05.03.2025	
Заключение		05.05.2025	
Нормоконтролер	Таймасова А.Н. Ведущий инженер кафедры МиОПИ, магистр техн. наук	13.01.2026	

Научный руководитель



Телков Ш.А.

Задание приняла к исполнению



Ормбасаров И.Д.

Дата

«12» 01 2026 г.

АНДАТПА

Бұл магистрлік диссертациялық жұмыста Қазақстан кен орындарының вольфрамқұрамды кендерін қайта өңдеу тиімділігін арттыруға бағытталған заманауи әдістер мен технологиялық шешімдер қарастырылған. Вольфрамды алу деңгейін жоғарылату және концентраттардың сапалық көрсеткіштерін жақсарту мақсатында байыту схемаларын жетілдіруге ерекше назар аударылған. Зерттелетін шикізаттың минералдық құрамы мен заттық сипаттамасы, сондай-ақ қолданыстағы қайта өңдеу технологиялары талданған.

Жұмыстың негізгі мақсаты — қайта өңдеудің әртүрлі сатыларында технологиялық шығындарды азайта отырып, тауарлы концентратқа вольфрамның алынуын арттыру және оның сапасына қойылатын талаптарды сақтау. Зерттеу аясында эксперименттік және тәжірибелік-өнеркәсіптік жұмыстар жүргізіліп, ұсату, ұнтақтау және байыту процестерінің негізгі технологиялық параметрлерінің әсері бағаланды, сондай-ақ оларды оңтайландыру бойынша ұсыныстар әзірленді.

Алынған нәтижелер негізінде вольфрамқұрамды кендерді қайта өңдеу технологиясын жетілдіру бойынша шаралар ұсынылып, өндірістің технико-экономикалық көрсеткіштерін арттыру мүмкіндігі көрсетілді. Сонымен қатар, шикізатты кешенді пайдалану деңгейін жоғарылатуға және Қазақстан кен орындарының вольфрам кендерін қайта өңдеудің экономикалық тиімділігін арттыруға бағытталған болашақ зерттеу бағыттары қарастырылған.

АННОТАЦИЯ

В данной магистерской диссертации рассматриваются современные методы и технологические решения, направленные на повышение эффективности переработки вольфрамсодержащих руд месторождений Казахстана. Особое внимание уделено совершенствованию схем обогащения с целью повышения извлечения вольфрама и улучшения качественных показателей концентратов. Проанализированы существующие технологии переработки, а также особенности минерального состава и вещественной характеристики исследуемого сырья.

Основной целью работы является повышение извлечения вольфрама в товарный концентрат при сохранении требований к его качеству и снижении технологических потерь на различных стадиях переработки. В рамках исследования проведены экспериментальные и опытно-промышленные работы, выполнена оценка влияния ключевых технологических параметров процессов дробления, измельчения и обогащения, а также разработаны рекомендации по их оптимизации.

На основании полученных результатов предложены мероприятия по совершенствованию технологии переработки вольфрамсодержащих руд, позволяющие повысить технико-экономические показатели производства. В работе также рассмотрены перспективные направления дальнейших исследований, направленные на повышение комплексности использования сырья и экономической эффективности переработки вольфрамовых руд месторождений Казахстана.

ABSTRACT

This master's thesis investigates modern methods and technological solutions aimed at improving the efficiency of processing tungsten-bearing ores from deposits in Kazakhstan. Special attention is paid to the improvement of beneficiation flowsheets in order to increase tungsten recovery and enhance the quality of the obtained concentrates. Existing processing technologies,

as well as the mineralogical composition and material characteristics of the studied raw materials, are analyzed.

The main objective of the research is to increase tungsten recovery into a marketable concentrate while maintaining quality requirements and reducing technological losses at various stages of processing. Within the scope of the study, experimental and pilot-scale investigations were carried out, the influence of key technological parameters of crushing, grinding, and beneficiation processes was evaluated, and recommendations for their optimization were developed.

Based on the obtained results, measures for improving the technology of processing tungsten-bearing ores are proposed, enabling the enhancement of technical and economic performance indicators. The thesis also considers promising directions for further research aimed at increasing the integrated utilization of raw materials and improving the economic efficiency of tungsten ore processing at deposits in Kazakhstan.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	8
1 Теоретические и методологические основы переработки вольфрамсодержащих руд	9
1.1 Современное состояние и перспективы освоения вольфрамовых месторождений Казахстана	9
1.2 Теоретические основы и принципы переработки вольфрамсодержащих руд	11
1.3 Методологические подходы к исследованию и совершенствованию технологий переработки вольфрамовых руд	14
2 Исследование вещественного состава и технологических свойств вольфрамовой руды	18
2.1 Геолого-минералогическая характеристика вольфрамсодержащей руды месторождения	18
2.2 Изучение вещественного и фазового состава руды	20
2.3 Комплексная характеристика технологических свойств вольфрамсодержащего сырья	23
3 Разработка и усовершенствование технологии переработки вольфрамовой руды	26
3.1 Проведение лабораторных и технологических исследований по переработке руды	26
3.2 Проведение тестов по флотации в открытом цикле	33
3.3 Проведение тестов по флотации в замкнутом цикле	47
3.4 Совершенствование технологической схемы обогащения вольфрамовой руды	50
Заключение	55
Список использованной литературы	57
Приложение А	59

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность. Вольфрам является ценным стратегическим металлом, который широко применяется в различных отраслях промышленности, таких как аэрокосмическая, военная, электронная и металлургическая. Казахстан обладает значительными запасами вольфрама, что делает его важным поставщиком этого металла на мировой рынок. Однако, существующие технологии переработки вольфрамсодержащих руд в Казахстане имеют ряд недостатков, таких как низкий выход вольфрама, высокие затраты на производство и негативное влияние на окружающую среду.

Месторождения вольфрама в Казахстане, как правило, характеризуются сложным минеральным составом, тонкой вкрапленностью полезного компонента и присутствием сопутствующих минералов, что, по мнению С. Б. Бейсенова и А. Р. Сагындыкова, требует разработки специализированных технологических решений. Усовершенствование существующих методов переработки позволяет повысить выход конечного продукта, снизить производственные затраты и повысить экономическую эффективность перерабатывающих предприятий.

Целью данной **магистерской диссертации** является разработка улучшенной технологии переработки вольфрам содержащих руд из месторождения Казахстана с целью повышения качества и извлечения.

Объектом исследований являются: пробы вольфрам, содержащий руды одного из месторождения Казахстана.

Предмет исследования – разработка технологии переработки медной окисленной руды месторождения с получением сульфидного и окисленного медных концентратов с использованием флотационных методов обогащения.

В задачи исследований входило:

1. Изучение минералогического состава и физико-химических свойств вольфрамсодержащих руд месторождения Казахстана.
2. Анализ существующих технологий переработки вольфрама и выявление их недостатков.
3. Разработка и экспериментальная проверка усовершенствованной технологии переработки вольфрамсодержащих руд.

В ходе исследования применялись следующие методы:

1. Минералогический анализ: рентгенофазовый анализ, микроскопия.
2. Химический анализ: атомно-абсорбционная спектроскопия, спектрофотометрия.
3. Физико-химические исследования: гранулометрический анализ, определение плотности, пористости, прочности.
4. Лабораторные эксперименты: флотация, гранулометрический анализ, гравитация.

1 Теоретические и методологические основы переработки вольфрамсодержащих руд

1.1 Современное состояние и перспективы освоения вольфрамовых месторождений Казахстана

Казахстан обладает значительным ресурсным потенциалом вольфрама, представленным рядом крупных и перспективных месторождений. Наиболее известными среди них являются Верхне-Кайрактинское месторождение, расположенное в Карагандинской области, а также Богутинское месторождение в Алматинской области. Согласно официальным данным уполномоченных государственных органов, Верхне-Кайрактинское месторождение характеризуется запасами порядка 712 тыс. тонн триоксида вольфрама (WO_3), что позволяет отнести его к числу крупнейших объектов данного типа не только в стране, но и на мировом уровне. Богутинское месторождение отличается значительными объёмами рудного сырья — около 120 млн тонн, при этом его проектная мощность предполагает возможность ежегодного получения до 10 тыс. тонн вольфрамового концентрата с содержанием полезного компонента на уровне 65 %.

На современном этапе в Казахстане реализуются мероприятия, направленные на активизацию развития вольфрамовой отрасли. В частности, на Верхне-Кайрактинском месторождении ведётся подготовка к промышленной эксплуатации, осуществляемая товариществом с ограниченной ответственностью «Кайрактинский ГОК». Проект предусматривает создание горно-обогатительного комплекса с планируемым вводом в эксплуатацию в 2026 году. Общий объём инвестиций в реализацию проекта оценивается в 150 млрд тенге и включает строительство обогатительной фабрики, рассчитанной на переработку до 3 млн тонн руды в год.

Освоение Богутинского месторождения осуществляется компанией ТОО «Алтынтау Resources» при участии иностранных, в том числе китайских, инвесторов. В 2024 году на объекте начаты геологоразведочные и подготовительные работы, а запуск перерабатывающего предприятия намечен на 2027 год. По предварительным оценкам, суммарный объём инвестиций в данный проект может достигнуть 200 млн долларов США.

Вольфрам относится к числу стратегически важных металлов, широко применяемых в металлургии, электронной промышленности и оборонном секторе, что обусловлено его высокой прочностью, износостойкостью и одной из наивысших температур плавления среди металлов, достигающей 3422 °C. По данным международных аналитических организаций, объём мирового потребления вольфрама в 2024 году составил около 85 тыс. тонн. В этих условиях Казахстан рассматривает возможность увеличения своего присутствия на мировом рынке с целевым показателем до 5 % от общего объёма потребления. Экспорт вольфрамового концентрата в страны Восточной

Азии и Европы способен обеспечить поступления в размере до 500 млн долларов США в год, что будет способствовать диверсификации экспортной структуры и снижению зависимости экономики от нефтегазового сектора.

Разработка вольфрамовых месторождений требует строгого соблюдения экологических требований и внедрения природоохранных технологий. На Верхне-Кайрактинском месторождении применяются современные технологические решения, позволяющие сократить выбросы вредных веществ примерно на 25 %. В частности, использование методов рентгеновской сепарации обеспечивает эффективное предварительное обогащение руды, что приводит к снижению объёмов отходов и уменьшению антропогенной нагрузки на окружающую среду. По результатам промышленных испытаний выход хвостов составил 35,79 %, содержание WO₃ в полученном концентрате – 0,19 %, при этом уровень извлечения вольфрама достиг 92,18 %, что свидетельствует о высокой эффективности и экологической приемлемости применяемой технологии.

Контроль за недропользованием осуществляется в рамках действующих экологических программ и предусматривает постоянный мониторинг состояния окружающей среды, соблюдение нормативов и развитие необходимой инфраструктуры, включая системы водоснабжения и очистки сточных вод, а также контроль устойчивости горного массива.

В 2025 году в рамках развития международного сотрудничества в сфере освоения стратегических минеральных ресурсов было объявлено о создании совместного предприятия с участием национальной казахстанской компании «Тау-Кен Самрук» и американской инвестиционной компании Cove Capital. Данное решение было озвучено в ходе международного формата C5+1, проходившего в городе Вашингтон, и стало важным этапом в реализации проектов по освоению крупных вольфрамовых месторождений на территории Республики Казахстан.

Совместное предприятие ориентировано на промышленное освоение месторождений Северный Катпар и Верхнее Кайракты, которые относятся к числу крупнейших неразработанных вольфрамовых объектов в мире. Общий объём инвестиций, предусмотренный в рамках реализации данных проектов, оценивается приблизительно в 1,1 млрд долларов США, что свидетельствует о высокой инвестиционной привлекательности вольфрамовой отрасли Казахстана и значимости данных объектов для мировой сырьевой базы. На начальном этапе реализации проекта начаты подготовительные работы, направленные на разработку окончательного технико-экономического обоснования месторождения Северный Катпар. В частности, рассматриваются вопросы создания в Казахстане производственных мощностей по выпуску паравольфрамата аммония, который является продукцией металлургического передела и служит основой для последующего получения высокотехнологичных вольфрамовых материалов, включая порошки, износостойкие детали и специализированные изделия для промышленного применения.

Согласно международной классификации запасов полезных ископаемых JORC, суммарные ресурсы вольфрама месторождений Северный Катпар и Верхнее Кайракты оцениваются примерно в 410 тыс. тонн. Реализация данных проектов рассматривается как значимый фактор развития отечественной горнодобывающей и перерабатывающей промышленности, способствующий расширению глубины переработки минерального сырья и увеличению добавленной стоимости внутри страны.

В соответствии с отраслевыми программами развития, к 2030 году в Казахстане планируется увеличение объёмов добычи вольфрамового концентрата до 15 тыс. тонн в год и создание порядка 3 тыс. новых рабочих мест. Реализация данных планов связана с подготовкой к промышленной эксплуатации таких крупных объектов, как Верхне-Кайрактинское, Северный Катпар и Аксоран. Указанные месторождения характеризуются значительными запасами и при успешном внедрении проектных решений могут обеспечить рост производства до более чем 20 тыс. тонн вольфрамового концентрата и паравольфрамата аммония в год, что позволит Казахстану войти в число ведущих мировых производителей вольфрамовой продукции.

Также перспективы освоения вольфрамовых месторождений Казахстана во многом связаны с развитием и внедрением инновационных технологий переработки минерального сырья. Повышение эффективности использования вольфрамовых ресурсов возможно за счет комплексного подхода, включающего детальное минералого-технологическое изучение руд, оптимизацию процессов дробления и измельчения, а также применение комбинированных методов обогащения, сочетающих гравитационные, флотационные и гидрометаллургические процессы. Особое значение приобретает переработка бедных и труднообогатимых руд, которые ранее считались нерентабельными. Дополнительным фактором, определяющим перспективность развития вольфрамовой отрасли в Казахстане, является рост мирового спроса на вольфрам и его соединения, обусловленный расширением высокотехнологичных отраслей промышленности. В условиях глобальных тенденций к диверсификации поставок стратегических металлов Казахстан имеет возможность укрепить свои позиции на международном рынке за счёт вовлечения в разработку ранее неиспользуемых месторождений и повышения глубины переработки сырья внутри страны.

1.2 Теоретические основы и принципы переработки вольфрамсодержащих руд

Переработка вольфрамсодержащих руд основывается на совокупности физических, физико-химических и химических процессов, направленных на извлечение вольфрама из минерального сырья с максимальной полнотой и экономической эффективностью. Теоретические основы данных процессов определяются особенностями минералогического состава руд, формой

нахождения вольфрама, а также контрастом свойств вольфрамовых минералов и вмещающей породы.

Основными промышленно значимыми минералами вольфрама являются шеелит и вольфрамит, которые различаются по плотности, магнитным свойствам и поверхностной активности. Эти различия определяют выбор принципов переработки, среди которых на практике применяются гравитационные, флотационные и комбинированные методы обогащения. Процессы дробления и измельчения используются на подготовительных стадиях перед гравитационным обогащением, где материал, как правило, измельчается до средней крупности (0,2–1,0 мм) с целью раскрытия вольфрамовых минералов при сохранении их зёрен, что обеспечивает эффективное разделение по плотности на концентрационных столах, отсадочных машинах и спиральных сепараторах.

В флотационных процессах измельчение применяется на более поздней стадии переработки и осуществляется до более тонкой крупности (обычно менее 0,1–0,2 мм), поскольку эффективная флотация возможна только при достаточном раскрытии минеральных зёрен. В этом случае измельчение используется непосредственно перед флотацией и определяет селективность процесса, так как степень раскрытия вольфрамовых минералов влияет на эффективность взаимодействия с флотационными реагентами и стабильность пенного слоя. В комбинированных технологических схемах измельчение используется поэтапно. На первой стадии осуществляется умеренное измельчение перед гравитационным обогащением, что позволяет извлечь часть вольфрама в виде грубых концентратов. На последующих стадиях хвосты гравитационного обогащения подвергаются дополнительному тонкому измельчению, после чего направляются на флотацию или гидрометаллургическую переработку. Такой подход позволяет максимально полно использовать различия в свойствах минералов и повысить суммарное извлечение вольфрама из руды.

Важным теоретическим принципом переработки вольфрамсодержащих руд является оптимизация степени измельчения (Рисунок 1.1), поскольку избыточное измельчение приводит к образованию шламов, снижению эффективности гравитационных и флотационных процессов и увеличению энергозатрат, тогда как недостаточное измельчение ограничивает раскрытие минералов и снижает извлечение полезного компонента. В связи с этим выбор параметров измельчения должен осуществляться с учётом конкретного метода обогащения и технологической схемы переработки.

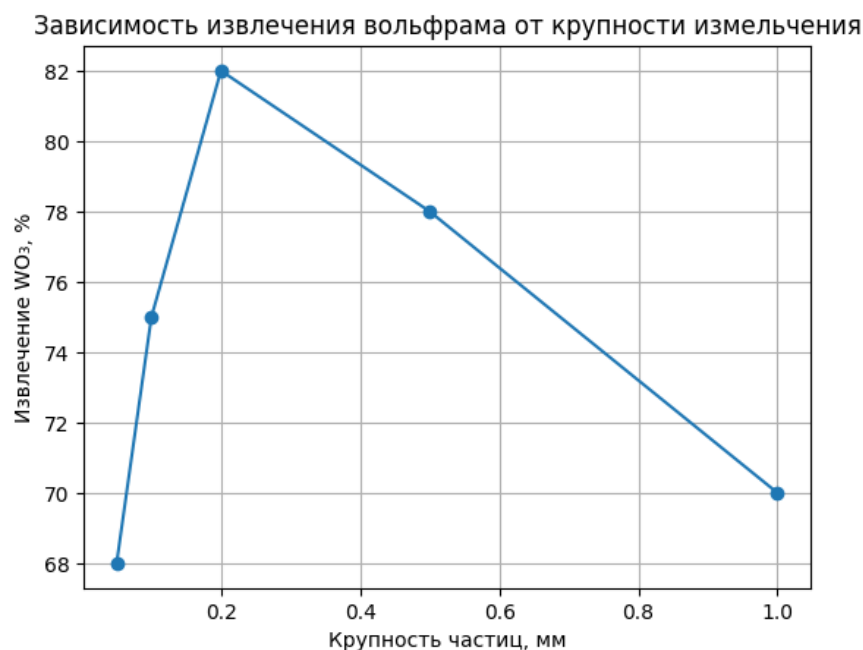


Рисунок 1.1 – Зависимость извлечения вольфрама от крупности
измельчения

Данный рисунок отражает влияние степени измельчения руды на извлечение WO_3 . Максимальные показатели извлечения достигаются при оптимальной крупности частиц, что подтверждает необходимость рационального выбора режимов дробления и измельчения при переработке вольфрамсодержащих руд.

Результаты теоретических и экспериментальных исследований, представленные в работах отечественных и зарубежных ученых, в частности В.А. Чантурия, В. И. Ревнивцева, М. Хабаши и С. Б. Бейсенова, свидетельствуют о том, что извлечение вольфрама имеет выраженную нелинейную зависимость от крупности частиц. Данная зависимость обусловлена необходимостью достижения оптимального соотношения между степенью раскрытия вольфрамовых минералов и потерями полезного компонента в тонких шламовых фракциях, образующихся при избыточном измельчении.

В исследованиях указанных авторов, выполненных на различных типах вольфрамсодержащих руд, показано, что наибольшая эффективность переработки достигается при использовании комбинированных технологических схем, включающих последовательное применение гравитационных, флотационных и гидрометаллургических методов. Такой подход позволяет более полно учитывать сложный вещественный и фазовый состав рудного сырья, повысить селективность разделения минералов и обеспечить рост суммарного извлечения вольфрама по сравнению с применением отдельных методов обогащения.

Сравнительная эффективность методов переработки вольфрамовых руд

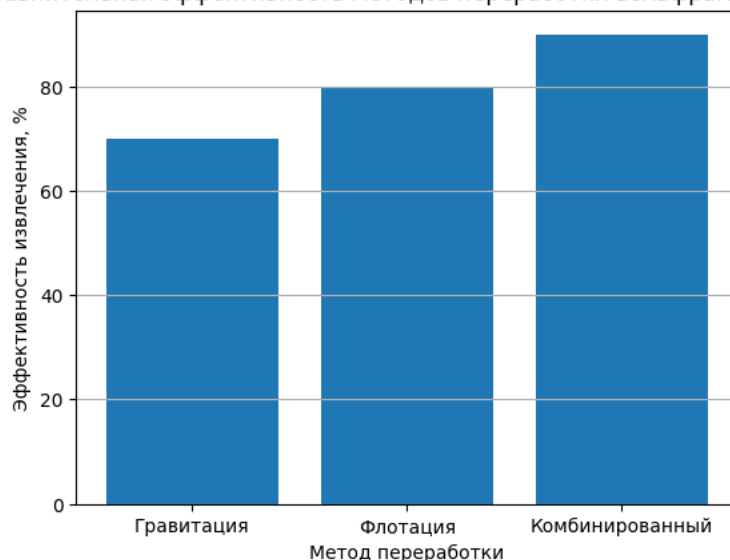


Рисунок 1.2 – Сравнительная эффективность методов переработки вольфрамовых руд

На данном рисунке показаны различия в эффективности извлечения вольфрама при использовании гравитационных, флотационных и комбинированных методов. Наиболее высокие показатели характерны для комбинированных технологических схем, что обусловлено более полным учетом минералогических особенностей рудного сырья.

Таким образом, теоретические основы переработки вольфрамсодержащих руд базируются на комплексном учёте минералогических, физических и химических свойств сырья, а также на рациональном выборе и сочетании технологических методов, обеспечивающих максимальное извлечение вольфрама при минимальных потерях и воздействии на окружающую среду.

1.3 Методологические подходы к исследованию и совершенствованию технологий переработки вольфрамовых руд

Исследование и совершенствование технологий переработки вольфрамовых руд требует применения комплексного методологического подхода, сочетающего теоретический анализ, лабораторные эксперименты и технологическое моделирование. Методология исследования основывается на системном рассмотрении процессов переработки, начиная с изучения вещественного состава руды и заканчивая оценкой эффективности конечных технологических схем.

На первом этапе исследования применяется аналитический метод, включающий изучение научных публикаций, отраслевых отчётов и действующих технологических решений в области переработки

вольфрамсодержащих руд. Это позволяет определить основные направления совершенствования технологий, выявить ограничения традиционных методов и сформировать требования к экспериментальным исследованиям. Параллельно проводится минералого-технологический анализ руды, направленный на установление форм нахождения вольфрама, степени вкрапленности и характера ассоциации с сопутствующими минералами.

На втором этапе используются экспериментальные методы исследования, включающие дробление, измельчение и обогащение рудного материала с применением гравитационных и флотационных процессов. В рамках лабораторных испытаний варьируются параметры измельчения, режимы работы оборудования и состав реагентов, что позволяет определить оптимальные условия переработки и оценить влияние отдельных факторов на извлечение вольфрама. Полученные результаты служат основой для обоснования необходимости применения комбинированных технологических схем. На заключительном этапе применяется метод технологического сравнения и обобщения результатов, позволяющий оценить эффективность различных вариантов переработки и выбрать наиболее рациональную схему. Особое внимание уделяется анализу энергетических затрат, уровня извлечения полезного компонента и экологических показателей, что соответствует современным требованиям устойчивого развития горнометаллургической отрасли.

Таблица 1 – Основные методологические этапы исследования

Этап исследования	Содержание работ	Ожидаемый результат
Аналитический	Анализ литературы и технологий	Выбор направлений совершенствования
Минералого-технологический	Изучение состава и структуры руды	Определение форм нахождения вольфрама
Экспериментальный	Испытания гравитационных и флотационных процессов	Оптимизация параметров переработки
Сравнительный	Анализ технологических схем	Выбор наиболее эффективной технологии

Методологические подходы, используемые при исследовании и совершенствовании технологий переработки вольфрамовых руд, сформированы на основе обобщения результатов многолетних теоретических и прикладных исследований, выполненных как отечественными, так и зарубежными учёными, а также практического опыта работы горно-обогатительных и металлургических предприятий различных стран. Теоретические основы комплексного подхода к переработке вольфрамсодержащих руд подробно рассматривались в трудах В.А. Чантурия, В.И. Ревнивцева и Л.Н. Филимонова, которые обосновывали необходимость системного анализа технологических процессов с учётом минералого-

технологических особенностей рудного сырья. В их работах показано, что эффективность переработки сложных и бедных вольфрамовых руд может быть достигнута только при сочетании аналитических, экспериментальных и сравнительных методов исследования.

Минералого-технологический подход, предусматривающий детальное изучение вещественного состава руд перед выбором технологической схемы, получил широкое развитие в исследованиях М. Хабаши, а также в работах немецких и чешских специалистов, занимавшихся переработкой шеелитовых и вольфрамитовых руд Центральной Европы. Данный подход активно применяется на предприятиях Австрии и Германии, где переработка вольфрамовых руд осуществляется с обязательным предварительным минералогическим анализом, позволяющим адаптировать технологию под конкретные характеристики сырья.

Экспериментальные методы, включающие лабораторные исследования процессов дробления, измельчения, гравитационного обогащения и флотации, широко описаны в работах китайских исследователей, что связано с доминирующим положением Китая на мировом рынке вольфрама. На предприятиях провинций Хунань и Цзянси комбинированные схемы переработки, основанные на последовательном использовании гравитационных и флотационных методов, применяются в промышленном масштабе и служат основой для оптимизации технологических параметров. Аналогичные методические подходы используются на горно-обогатительных комбинатах Португалии и Испании, где перерабатываются вольфрамовые руды сложного минерального состава.

Метод технологического сравнения и обобщения результатов, направленный на выбор наиболее рациональной схемы переработки, активно применяется в практике горно-металлургических предприятий Канады и США. В исследованиях Дж. Уильямса и Р. Ласкера данный метод рассматривается как ключевой инструмент повышения экономической эффективности переработки стратегических металлов, включая вольфрам. Особое внимание в этих работах уделяется сопоставлению технологических показателей, энергетических затрат и экологических характеристик различных схем переработки.

В Казахстане аналогичные методологические подходы нашли отражение в исследованиях А.А. Абдрахманова, С.Б. Бейсенова и А.Р. Сагындыкова, посвящённых переработке труднообогатимых руд и адаптации зарубежного опыта к условиям отечественной минерально-сырьевой базы. В их работах подчёркивается, что применение комплексной методологии, включающей аналитический, минералого-технологический, экспериментальный и сравнительный этапы, является необходимым условием повышения эффективности переработки вольфрамсодержащих руд месторождений Казахстана.

Таким образом, используемые в данной работе методологические подходы опираются на признанные научные концепции и практический опыт

ведущих мировых производителей вольфрама, что обеспечивает их обоснованность и применимость при разработке и совершенствовании технологий переработки вольфрамовых руд.

2 Исследование вещественного состава и технологических свойств вольфрамовой руды

2.1 Геолого-минералогическая характеристика вольфрамсодержащей руды месторождения

Вольфрамсодержащая руда рассматриваемого месторождения приурочена к зоне развития магматических и метасоматических процессов, связанных с внедрением гранитоидных интрузий. Формирование рудных тел происходило в условиях интенсивного гидротермального воздействия, что обусловило сложное строение месторождения и разнообразие минеральных ассоциаций. В геологическом отношении рудоносные зоны представлены скарновыми, грейзеновыми и жильными образованиями, характерными для вольфрамовых месторождений Казахстана.

Рудные тела имеют линзовидную и жильную форму, отличаются неравномерным распределением полезного компонента и значительной изменчивостью мощности. В пределах месторождения наблюдается тесная пространственная связь вольфрамовой минерализации с зонами тектонических нарушений, что указывает на их роль в миграции рудоносных растворов и концентрации вольфрама. Вмещающие породы представлены преимущественно известняками, скарнами и гранитоидами, подвергшимися различной степени метасоматического преобразования.

Основными промышленно значимыми минералами вольфрама в составе руды являются шеелит и вольфрамит, присутствующие в виде вкрапленных, прожилковых и гнездовых выделений. Шеелит, как правило, ассоциирует с кальциевыми скарнами и характеризуется светлой окраской и высокой плотностью, тогда как вольфрамит чаще встречается в кварцевых жилах и отличается более тёмным цветом и выраженными магнитными свойствами. Соотношение указанных минералов в руде изменяется как по простиранию, так и по глубине залегания рудных тел.

Помимо вольфрамовых минералов, в составе руды присутствует широкий спектр сопутствующих минералов, включая кварц, кальцит, гранат, пироксен, а также сульфиды железа, меди и молибдена. Наличие данных минералов оказывает существенное влияние на технологические свойства руды и требует учёта при выборе методов переработки. Вещественный состав руды характеризуется сложной текстурой и тонкой вкраплённостью полезного компонента, что осложняет процессы раскрытия минералов и снижает эффективность традиционных методов обогащения.

Таблица 2.1 – Минералогический состав вольфрамсодержащей руды месторождения

Группа минералов	Минерал	Химическая формула	Форма нахождения в руде	Среднее содержание, %	Технологическое значение
Основные рудные минералы	Шеелит	CaWO_4	Вкраплённая, прожилковая	0,15–0,45	Основной носитель WO_3 , эффективно извлекается гравитацией и флотацией
	Вольфрамит	$(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$	Вкраплённая, жильная	0,10–0,35	Основной носитель WO_3 , обладает магнитными свойствами
Сопутствующие рудные минералы	Молибденит	MoS_2	Прожилковая	0,01–0,05	Ценный попутный компонент
	Пирит	FeS_2	Вкраплённая	1,0–3,5	Влияет на флотационные свойства руды
	Халькопирит	CuFeS_2	Вкраплённая	0,05–0,20	Источник меди, усложняет процессы обогащения
Породообразующие минералы	Кварц	SiO_2	Массовая	30–45	Основная пустая порода
	Кальцит	CaCO_3	Массовая	10–25	Характерен для скарновых руд
	Гранат	$(\text{Ca}, \text{Fe}, \text{Mg})_3\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{12}$	Вкраплённая	5–15	Повышает твёрдость и абразивность руды
	Пироксен	$(\text{Ca}, \text{Mg}, \text{Fe})\text{Si}_2\text{O}_6$	Массовая	3–10	Усложняет процессы измельчения
Второстепенные минералы	Магнетит	Fe_3O_4	Вкраплённая	0,5–2,0	Возможность применения магнитной сепарации
	Сфалерит	ZnS	Вкраплённая	до 0,1	Влияет на селективность флотации
	Флюорит	CaF_2	Прожилковая	до 1,0	Улучшает флюидные условия рудообразования

Представленные данные свидетельствуют о сложном минералогическом составе руды и наличии значительного количества сопутствующих минералов, что обуславливает необходимость применения комбинированных технологических схем переработки с учётом физико-химических свойств отдельных минеральных фаз. Минералогические исследования показывают,

что вольфрамовые минералы часто находятся в тесной ассоциации с породообразующими и рудными минералами, что обуславливает необходимость тонкого измельчения руды для достижения достаточной степени раскрытия. При этом повышенная склонность руды к образованию шламов при измельчении является одной из характерных особенностей месторождения и должна учитываться при разработке технологической схемы переработки. Таким образом, геолого-минералогическая характеристика вольфрамсодержащей руды месторождения свидетельствует о её сложном составе, неравномерном распределении полезного компонента и высокой вариабельности минеральных ассоциаций. Указанные особенности определяют необходимость применения комплексных и комбинированных технологий переработки, ориентированных на максимальное извлечение вольфрама при минимальных потерях и рациональном использовании минерального сырья

2.2 Изучение вещественного и фазового состава руды

Изучение вещественного и фазового состава вольфрамсодержащей руды является необходимым этапом при разработке и обосновании рациональной технологии её переработки. Данные исследования позволяют установить формы нахождения вольфрама, характер его распределения между минеральными фазами, а также степень ассоциации с породообразующими и сопутствующими рудными минералами. Полученные сведения служат основой для выбора методов обогащения и определения оптимальных параметров технологических процессов.

Вещественный состав руды характеризуется наличием как рудных, так и нерудных минералов, образующих сложные минеральные ассоциации. Основными носителями вольфрама являются шеелит и вольфрамит, которые присутствуют в виде вкрапленных, прожилковых и гнездовых выделений. В ряде случаев вольфрамовые минералы находятся в тесной сростанности с кварцем, кальцитом, гранатом и пироксеном, что существенно затрудняет их раскрытие при дроблении и измельчении. Кроме того, в составе руды выявлены сульфидные минералы, такие как пирит, халькопирит и молибденит, оказывающие влияние на физико-химические свойства пульпы и селективность флотационных процессов.

Фазовый состав руды определяется распределением химических элементов между различными минеральными фазами и их кристаллохимическим состоянием. Вольфрам в исследуемой руде находится преимущественно в форме вольфраматных соединений кальция, железа и марганца, что соответствует минеральным формам шеелита и вольфрамита. Присутствие данных фаз подтверждается результатами минералогических и фазовых анализов, включающих оптическую микроскопию, рентгенофазовый анализ и электронно-микроскопические исследования.

Результаты фазового анализа показывают, что распределение вольфрама по минеральным фазам носит неравномерный характер и зависит от генетического типа руды и условий её формирования. В отдельных участках месторождения наблюдается преобладание шеелитовой минерализации, тогда как в других зонах доминирует вольфрамит. Такое фазовое разнообразие требует дифференцированного подхода к переработке руды и обуславливает целесообразность применения комбинированных технологических схем.

Особое внимание при изучении вещественного и фазового состава уделяется степени раскрытия вольфрамовых минералов и их гранулометрическим характеристикам. Анализ показал, что значительная часть вольфрамсодержащих фаз представлена тонковкрапленными выделениями, что повышает требования к режимам измельчения и увеличивает риск образования шламовых фракций. Данный фактор оказывает существенное влияние на эффективность гравитационных и флотационных процессов и должен учитываться при проектировании технологической схемы переработки.

Таким образом, результаты изучения вещественного и фазового состава руды свидетельствуют о её сложной минералогической структуре и многофазном характере распределения вольфрама. Установленные особенности определяют необходимость применения комплексного подхода к переработке, основанного на сочетании различных методов обогащения и тщательной оптимизации параметров технологических операций.

Таблица 2.2 – Гранулометрический анализ дробленной до крупности минус 2 мм исследуемой руды, подготовленной для проведения исследований по флотационному обогащению

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание	Распределение
		W, %	W, %
+2,0	1,40	0,06	0,68
-2,0+1,0	34,16	0,12	33,05
-1,0+0,63	14,17	0,11	12,57
-0,63+0,315	14,99	0,14	16,92
-0,315+0,160	8,72	0,15	10,55
-0,160+0,100	5,43	0,14	6,13
-0,100+0,071	2,25	0,15	2,72
-0,071+0,045	2,61	0,14	2,95
-0,045	16,27	0,11	14,43
Итого	100,00	0,124	100,00

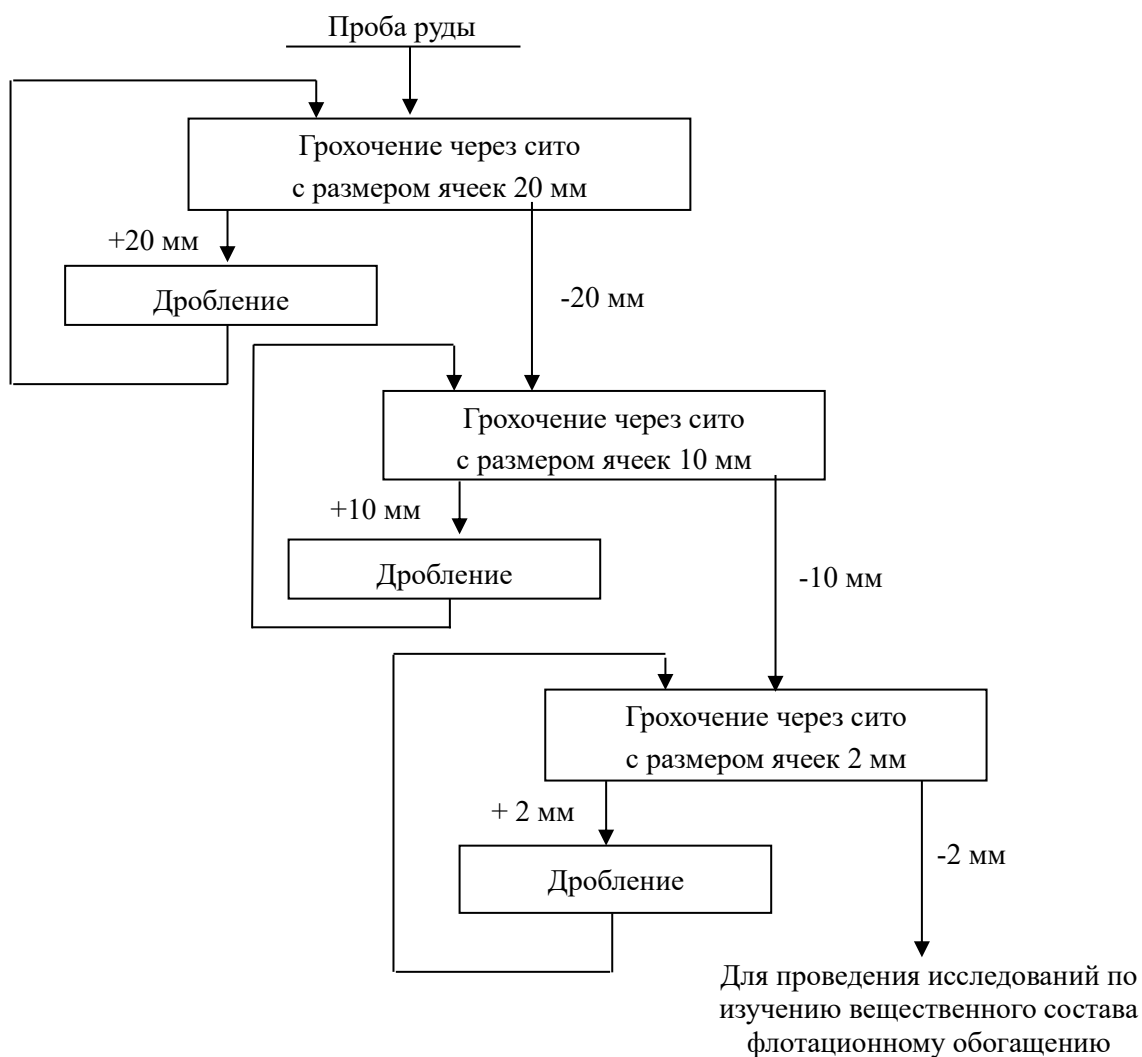


Рисунок 2 – Схема подготовки пробы руды к исследованиям

Подготовленные средние пробы руды были переданы для определения химического анализа. Удельный вес усреднённой пробы вольфрамовой руды составил $2,738 \text{ г/см}^3$. Химический состав проб вольфрамовой руды, подготовленных для технологических исследований, приведен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Химический состав технологической пробы вольфрамсодержащей руды месторождения Казахстана

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
Au	0,52-1,0	Na	1,17
Ag	0,94-1,0	Al	6,82
Cu	0,20	Ca	0,96
Fe	5,90	Mg	1,32
Pb	<0,01	SiO ₂	57,36
Zn	0,026	S _{общ}	1,89
K	1,68	S _{сульфат}	0,3

Продолжение таблицы 2.3

Ni	0,0011	C _{общ}	<1,0(~0,99)
Co	0,0017	C _{карб}	<1,0(~0,54)
Cd	<0,002	Cl	0,03
As	<0,030	F	0,09
Sb	<0,0050	TiO ₂	1,02
Mn	0,086	WO ₃	0,14

Таблица 2.4 – Результаты фазового химического анализа исследуемой пробы шеелитовой руды месторождения на формы нахождения вольфрама

Формы нахождения вольфрама	Содержание, %	
	абс.	отн.
Шеелит	0,11	91,67
Вольфрамит (ферритунгстит)	0,01	8,33
Тунгстит	<0,05	-
Сумма:	0,12	100,00

По результатам фазового химического анализа вольфрам представлен на 91.67 %, шеелитом и на 8.33 % другими минеральными формами (вольфрамитом и др.)

2.3 Комплексная характеристика технологических свойств вольфрамсодержащего сырья

Комплексная характеристика технологических свойств вольфрамсодержащего сырья основана на обобщении результатов геолого-минералогических исследований, а также данных изучения вещественного и фазового состава руды. Данный этап является ключевым при оценке перерабатываемости сырья и выборе рациональной технологической схемы, обеспечивающей максимальное извлечение вольфрама при минимальных потерях и затратах.

Одной из важнейших технологических характеристик исследуемой руды является форма нахождения вольфрама и степень его раскрытия в процессе дробления и измельчения. Установлено, что значительная часть вольфрамовых минералов представлена тонковкрапленными выделениями, находящимися в тесной ассоциации с породообразующими минералами. Это обстоятельство обуславливает необходимость применения тонкого и поэтапного измельчения, а также повышает требования к контролю гранулометрического состава материала, поступающего на операции обогащения.

Физико-механические свойства руды, такие как прочность, абразивность и склонность к образованию шламов, оказывают существенное влияние на эффективность переработки. Повышенная твёрдость породообразующих минералов, в частности кварца, граната и пироксена,

приводит к увеличению энергозатрат на стадии измельчения и способствует образованию тонкодисперсных фракций. Наличие шламов отрицательно сказывается на работе гравитационных аппаратов и снижает селективность флотационных процессов, что требует оптимизации режимов измельчения и классификации. С точки зрения технологических свойств, руда характеризуется значительным контрастом плотностей между вольфрамовыми минералами и пустой породой, что создаёт предпосылки для применения гравитационных методов обогащения. Вместе с тем тонкая вкраплённость полезного компонента и наличие сопутствующих минералов ограничивают эффективность исключительно гравитационных схем и обуславливают целесообразность их сочетания с флотационными процессами. Флотационные свойства руды определяются минеральным составом, поверхностной активностью отдельных фаз и влиянием сульфидных минералов, что требует тщательного подбора реагентного режима.

Химические свойства сырья, включая устойчивость вольфрамовых минералов в различных средах и их способность к взаимодействию с реагентами, играют важную роль при рассмотрении возможности применения гидрометаллургических методов переработки. Присутствие кальциевых, железо- и марганецсодержащих вольфрамов определяет выбор кислотных или щелочных условий выщелачивания, а также влияет на полноту извлечения вольфрама на завершающих стадиях переработки.

Таблица 2.4 – Сводная характеристика технологических свойств вольфрамсодержащей руды

Группа свойств	Показатель	Характеристика	Технологическое значение
Минералогические	Основные минералы-носители WO ₃	Шеелит, вольфрамит	Определяют выбор гравитационных и флотационных методов
	Степень вкраплённости	Средняя–тонкая	Требует поэтапного и контролируемого измельчения
	Ассоциация с сопутствующими минералами	Кварц, кальцит, гранат, сульфиды	Усложняет раскрытие и селективное обогащение
Физико-механические	Прочность руды	Повышенная	Увеличивает энергозатраты на дробление и измельчение
	Абразивность	Средняя–высокая	Ускоряет износ оборудования
	Склонность к шламообразованию	Выраженная	Снижает эффективность гравитации и флотации
Гравитационные	Контраст плотностей	Высокий	Создаёт предпосылки для гравитационного обогащения
	Эффективность гравитации	Средняя	Ограничена тонкой вкраплённостью

Продолжение таблицы 2.4

Флотационные	Поверхностная активность	Умеренная	Требует подбора реагентного режима
	Влияние сульфидов	Значительное	Снижает селективность флотации
Химические	Устойчивость вольфрамов	Высокая	Ограничивает простые методы выщелачивания
	Реакционная способность	Зависит от минеральной формы	Определяет выбор кислотных или щелочных сред
Технологическая оценка	Тип перерабатываемости	Сложная	Требует комбинированных схем
	Рекомендуемая схема	Гравитация + флотация	Повышает суммарное извлечение WO ₃

Представленные в таблице 2.4 данные подтверждают, что вольфрамсодержащая руда характеризуется сложной перерабатываемостью, что обуславливает необходимость применения комбинированных технологических схем переработки.

Таким образом, комплексная характеристика технологических свойств вольфрамсодержащего сырья свидетельствует о его сложной перерабатываемости и необходимости применения комбинированных технологических схем. Установленные особенности руды подтверждают целесообразность использования поэтапного измельчения, сочетания гравитационных и флотационных методов, а при необходимости — включения гидрометаллургических процессов, что обеспечивает повышение эффективности переработки и рациональное использование минеральных ресурсов.

3 Разработка и усовершенствование технологии переработки вольфрамовой руды

3.1 Проведение лабораторных и технологических исследований по переработке руды

По результатам выполнения обзора литературных источников, описывающих методы и схемы обогащения вольфрамовых руд схожего типа с рудой месторождения Дрожиловское и анализа результатов изучения вещественного состава поставленной для исследования пробы вольфрамовой руды были выявлены следующие неблагоприятные обстоятельства:

- наличие в руде различных минеральных форм вольфрама (шеелита, вольфрамита и тунгстенита) может значительно усложнить схему обогащения, поскольку эти минералы обладают разными технологическими свойствами;
- наличие флюорита, кальцита и слюд в руде в значимом количестве осложняет флотационное обогащение руды из-за их идентичной или более активной флотируемости по сравнению с вольфрамовыми минералами;
- в связи с характером вкрапленности для полного освобождения вольфрамовых минералов необходимо тонкое измельчение руды, однако при этом вольфрамовые минералы из-за хрупкости могут образовывать при измельчении избыточное количество шламов, извлечение из которых вольфрама с удовлетворительными показателями затруднено.

Исходя из обзора методов и практики переработки руд сложного состава, исследования проводились в направлении разработки комбинированной схемы с применением гравитации и флотации в различных сочетаниях при рассмотрении возможности получения вольфрамового концентрата различного качества.

Гравитационное обогащение проводилось на руде различной крупности с применением центробежного вибросепаратора СВЧ-4 и аппарата «Knelson». Основные результаты тестов приведены в таблице 3.1.

Результаты тестов показали, что при переработке руды с содержанием WO_3 0,14 %:

- извлечение вольфрама в гравитационный концентрат при обогащении руды минус 2 мм мало зависит от степени измельчения руды и колеблется в пределах 56–59 %;
- содержание WO_3 в концентрате не превысило 2 %;
- минимальное содержание WO_3 в хвостах гравитации даже после проведения контрольной операции составило 0,059 %.

Таблица 3.1– Результаты гравитационного обогащения вольфрамовой руды (с содержанием WO₃ – 0,14 %)

Применяемый гравитационный аппарат	Крупность исходной руды	Наименование продукта обогащения	Выход продукта, %	Содержание WO ₃ . %	Извлечение WO ₃ . %	Примечание			
вибросепаратор СВЧ-4	минус 2 мм (без измельчения)	Концентрат	4,15	1,99	59,3	Расход воды – 6 дм³/мин			
		Хвосты	95,85	0,059	40,7				
		Руда	100,0	0,139	100,0				
	измельчение 10 минут, содержание кл. минус 0,071 мм – 74,4 %	Концентрат	5,11	1,48	54,0	Результаты контрольного обогащения хвостов гравитации на аппарате Knelson			
		Хвосты	94,89	0,068	46,0				
		Руда	100,0	0,140	100,0				
						Наименование	Выход, %	Сод. WO ₃ . %	Извлеч. WO ₃ %
						Концентрат	7,18	0,19	20,1
						Хвосты отв.	92,82	0,059	79,9
						Хвосты	100,0	0,068	100,0
аппарат Knelson	минус 2 мм (без измельчения)	Концентрат	6,8	1,15	56,3	Расход флюидизационной воды – 3,1 дм³/мин; Расход смывной воды – 0,5 дм³/мин 60 оборотов/мин			
		Хвосты	93,2	0,065	43,7				
		Руда	100,0	0,139	100,0				
	измельчение 10 минут, содержание кл. минус 0,071 мм – 74,4 %	Концентрат	6,5	1,25	58,0				
		Хвосты	93,5	0,063	42,0				
		Руда	100,0	0,14	100,0				
	измельчение 20 минут, содержание кл. минус 0,071 мм – 86,1 %	Концентрат	5,8	1,35	56,3				
		Хвосты	94,2	0,064	43,7				
		Руда	100,0	0,139	100,0				
	измельчение 30 минут, содержание кл. минус 0,071 мм – 90,6 %	Концентрат	5,8	1,35	56,3				
		Хвосты	94,2	0,064	43,7				
		Руда	100,0	0,139	100,0				

При переработке руды с содержанием WO_3 0,17 % содержание вольфрама в концентрате и хвостах остаётся примерно таким же, как при переработке руды с содержанием 0,14 %. Извлечение вольфрама в гравитационный концентрат при этом составляет 70,2 %. Гранулометрический состав продуктов гравитационного обогащения с распределением вольфрама по классам крупности приведён в таблице 3.2. Химический анализ концентрата, подготовленного для проведения исследований по его дальнейшему флотационному обогащению, приведён в таблице 3.3.

Таблица 3.2 – Результаты гравитационного обогащения руды с распределением вольфрама по классам крупности

Класс крупности, мм	Хвосты гравитации			Концентрат		
	Выход класса, %	Содержание WO_3 , %	Извлечение WO_3 , %	Выход класса, %	Содержание WO_3 , %	Извлечение WO_3 , %
+1,0	10,45	0,041	7,2	23,73	1,01	12,7
-1,0+0,315	27,72	0,053	24,8	14,97	3,02	24,0
-0,315+0,16	12,08	0,075	15,3	13,02	3,15	21,8
-0,16+0,071	11,56	0,061	11,9	22,86	1,38	16,8
-0,071+0,045	9,36	0,059	9,3	16,55	1,58	13,9
-0,045	28,83	0,065	31,5	8,87	2,29	10,8
Итого:	100,0	0,059	100,0	100,0	1,99	100,0

Таблица 3.3 – Результаты химического анализа гравитационного концентрата

Компонент	WO_3	Mo	Fe	Mn	$S_{общ.}$	S_{SO_4}	$CaCO_3$	SiO_2	CaF_2	Cu
Содержание, %	1,88	0,14	8,64	0,21	4,09	<0,1	3,82	46,59	4,25	0,056

При разработке схемы флотационного обогащения гравитационного концентрата были учтены результаты тестов, полученные при флотационном обогащении руды, которые будут приведены позже в следующем разделе, и ряда открытых тестов по флотационному обогащению гравитационного концентрата. В качестве собирателя при проведении флотационного обогащения гравитационного концентрата из всех протестированных собирателей был выбран олеат натрия, который является хотя и менее селективным, но наиболее сильным собирателем, применяемым при флотации вольфрамовых руд. В связи с относительно малым выходом гравитационного концентрата по сравнению с выходом черного флотационного концентрата при непосредственной флотации руды, депрессор в основную флотацию не подавался.

Технологическая схема переработки концентрата приведена на рисунке 3, условия проведения отдельных операций – в таблице 3.4. Опыт проводился

на шести навесках весом по 500 г каждая в условиях водооборота.

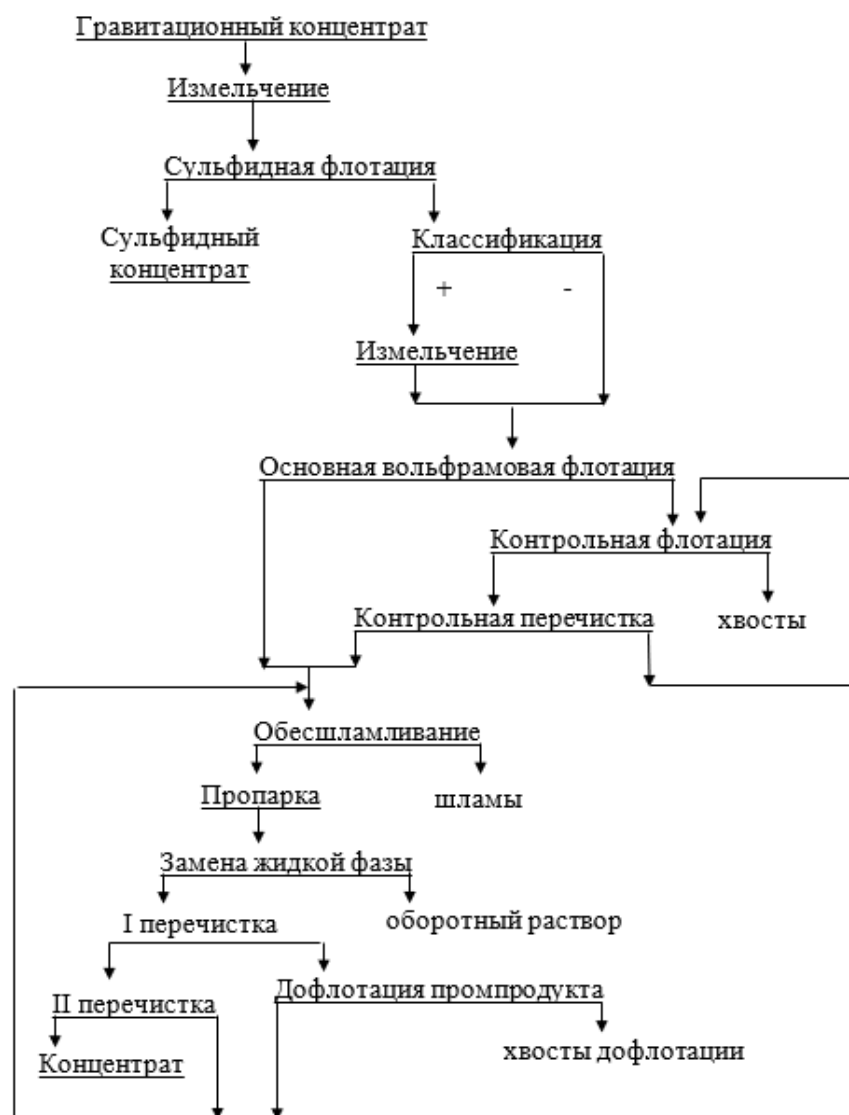


Рисунок 3.1 – Схема флотационного обогащения гравитационного концентрата

Таблица 3.4 – Условия проведения операций флотационного обогащения гравитационного концентрата

Наименование операции	Основные условия проведения
I стадия измельчения	До крупности – 73,9 % класса минус 0,071 мм Сода (Na_2CO_3) – 2300 г/т
Сульфидная флотация	Продолжительность: 4 мин. Расход реагентов: бутиловый аэрофлот – 60 г/т
Классификация	По классу минус 0,071 мм
II стадия измельчения	До крупности 85 % класса минус 0,071 мм
Основная вольфрамовая флотация	Продолжительность: 6 минут Расход реагентов: олеат натрия – 160 г/т
Контрольная флотация	Продолжительность – 4 минуты; Расход реагентов: олеат натрия – 20 г/т

Продолжение таблицы 3.4

Контрольная перечистка	Продолжительность – 1,5 минуты
Обесшламливание	Слив жидкой фазы со шламами до плотности 60 % твёрдого.
Пропарка	Расход жидкого стекла - 5 кг/т гравитационного концентрата Температура – 80 °С; продолжительность – 30 минут
I перечистка	Продолжительность – 1,5 минуты
II перечистка	Продолжительность – 50 секунд
Дофлотация промпродукта	Продолжительность – 2 мин. Расход реагентов: олеат натрия – 30 г/т.

Результаты обогащения руды по схеме, приведённой на рисунке 3, рассчитанные по последним двум оборотам схемного опыта, приведены в таблице 3.5.

Таблица 3.5 – Результаты флотационного обогащения гравитационного концентрата

Наименование продуктов обогащения	Выход			Содержание WO ₃ , %	Извлечение, %	
	г	%			От гравитационного концентрата	От руды
		От гравитационного концентрата	От руды			
Сульфидный концентрат	66,2	6,69	0,424	0,43	1,53	1,07
Хвосты флотации	605,6	61,22	3,881	0,33	10,75	7,54
шламы	43,9	4,44	0,282	0,35	0,83	0,58
Концентрат	34,63	3,50	0,222	44,5	82,86	58,17
Хвосты дофлотации промпродукта	238,97	24,16	1,531	0,315	4,05	2,84
Концентрат гравитационный	989,3	100,00	6,34	1,88	100,00	70,20

В результате обогащения гравитационного концентрата по схеме включающей:

- измельчение концентрата до крупности ~73,9 % класса минус 0,071 мм;
- сульфидную флотацию;
- сгущение и измельчение хвостов сульфидной флотации до крупности 85 % класса минус 0,071 мм;
- основную и контрольную флотации вольфрама;
- контрольную перечистку концентрата контрольной флотации с возвратом хвостов перечистки в основную флотацию;
- обесшламливание концентрата после основной и перечищенного концентрата после контрольной флотации с последующей пропаркой с жидким стеклом при температуре 80 °С;
- удаление жидкой фазы после пропарки;

- две перечистки концентрата после пропарки с перефлотацией первого промпродукта в отдельном цикле и возврата концентрата перефлотации вместе с хвостами второй перечистки на операцию пропарки, был получен флотационный концентрат с содержанием WO_3 44,5 % при извлечении 82,86 % от гравитационного концентрата и 58,17 % от руды. Распределение вольфрама по классам крупности флотационных концентрата и хвостов приведено в таблице 3.6, химический состав концентрата – в таблице 3.7.

Таблица 3.6 – Распределение вольфрама по классам крупности флотационного концентрата и флотационных хвостов при обогащении гравитационного концентрата

Класс крупности, мм	Хвосты флотации гравитационного концентрата			Флотационный концентрат		
	Выход класса, %	Содержание WO_3 , %	Распределение WO_3 , %	Выход класса, %	Содержание WO_3 , %	Распределение WO_3 , %
+0,074	8,46	0,14	3,59	17,13	33,5	12,88
-0,074+0,045	17,85	0,26	14,06	32,63	45,0	32,96
-0,045+0,020	30,36	0,31	28,52	33,93	49,0	37,32
-0,020	43,33	0,41	53,83	16,31	46,0	16,84
Итого:	100,0	0,33	100,0	100,0	44,55	100,0

Таблица 3.7 – Результаты химического анализа концентрата, полученного при флотационном обогащении концентрата гравитации

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
WO_3	44,5	Na	0,38
Mo	0,01	TiO_2	<0,03
Mn	0,050	$CaCO_3$	2,2
Fe	1,24	SiO_2	9,23
CaF_2	20,16	P	0,17
Al	0,34	K	0,12
Li	0,015	Pb	0,0036
Mg	3,07	As	<0,001
Ca (общий)	13,5	S	0,2
Cu	<0,002	Bi	0,023
Sb	<0,001	Sn	<0,004

Также был выполнен фазовый химический анализ хвостов флотации, по результатам которого установлено, что ~68 % вольфрама представлено вольфрамитом, что объясняет причину потерь вольфрама с хвостами флотации, поскольку вольфрамит по сравнению с шеелитом обладает значительно худшими флотационными свойствами.

По результатам исследований представляется, что основными причинами потерь вольфрама при переработке руды по схеме гравитационное обогащение с последующим флотационным обогащением гравитационного концентрата являются:

- нахождение части вольфрамовых минералов в тонких сростках с минералами породы;
- низкие флотационные свойства вольфрамита.

Содержание в хвостах гравитации WO_3 на уровне 0,056–0,063 % является отвальным для руд с содержанием более 0,8 %, однако для руды с содержанием WO_3 0,14–0,17 % относительные потери с хвостами являются большими, в связи с чем была рассмотрена возможность применения в голове процесса флотационного обогащения руды.

На данном этапе исследования было проведена рудоподготовка пробы руды для дальнейшего исследования флотационным методом обогащения. Далее был проведен расширенный химический анализ и гранулометрический анализ пробы руды. Минералогическим анализом установлено, что в пробе вольфрамовой руды главными рудными минералами являются шеелит, вольфрамит, тунгстенит, мельниковит-пирит, марказит, пирротин, халькопирит, ильменит. Нерудные минералы представлены кварцем, мусковитом, биотитом, флюоритом, кальцитом, хлоритом, турмалином. Шеелит концентрируется в кварцево-слюдистых, флюорит-слюдисто-кварцевых прожилках, как минерал, замещающий вольфрамит.

Технологические исследования проводились в направлении разработки комбинированной схемы с применением гравитации и флотации в различных сочетаниях при рассмотрении возможности получения вольфрамового концентрата различного качества.

Гравитационное обогащение проводилось на руде различной крупности с применением центробежного вибросепаратора СВЧ-4 и аппарата «Knelson». Результаты исследований показали, что можно рассматривать переработку руды с помощью центробежных сепараторов как операцию предобогащения руды, позволяющую значительно сократить объём материала, поступающего на дальнейшее флотационное обогащение.

В результате флотационного обогащения гравитационного концентрата был получен флотационный концентрат с содержанием WO_3 44,5 % при извлечении 82,86 % от гравитационного концентрата и 58,17 % от руды.

При флотационном обогащении руды наиболее высокое качество концентрата было достигнуто при содержании WO_3 в концентрате 38,7 % при извлечении 61,8 %.

Более высокое качество концентрата при переработке руды по гравитационно-флотационной схеме связано с тем, что при гравитационном обогащении большая часть мешающих флотационному обогащению породных минералов остаётся в хвостах гравитации. При измельчении и флотации всего объёма руды отрицательное влияние породных минералов, обладающих высокой естественной флотируемостью, проявляется в полном объёме.

Значительным преимуществом схемы с применением гравитационного обогащения в голове процесса являются значительно более низкие удельные расходы реагентов и более низкие энергетические затраты за счёт снижения объёмов рудного материала, вовлекаемых в процесс переработки.

3.2 Проведение тестов по флотации в открытом цикле

Опыты по флотационному обогащению проводились на лабораторных флотационных машинах ООО «Вэктис Минералз» типа «ФМП-Л1», «ФМП-Л» с объемом камер 3,0, 1,5, 0,75 и 0,5 дм³.

Характеристика применяемых реагентов, использованных при проведении флотационных тестов по схеме флотации приведена в таблице 3.8.

Таблица 3.8 – Флотационные реагенты, использованные при проведении тестов

Наименование	Производитель	Описание /Характеристика
Na ₂ CO ₃	Реагент фабрики	Кальцинированная сода. Регулятор среды
Na ₂ SiO ₃	Реагент фабрики	Силикат натрия, образует силикатную пленку на поверхности минералов, препятствуя прилипанию пузырьков воздуха; диспергирует тонкодисперсные частицы, улучшая селективность флотации
HW	Реагент фабрики	Коллектор для шеелита.
DP-OMC-1822A	BASF	Коллектор для шеелита. Комбинация жирных кислот и ПАВ.
Lupromin 3000		Коллектор для шеелита. Комбинация жирных кислот и ПАВ.
DP-OMC-1165		Коллектор для шеелита. Фосфорный эфир.
DP-OMC-1775		Коллектор для шеелита. Комбинация жирных кислот и ПАВ.
DP-OMC-1919A		Коллектор для шеелита. Комбинация жирных кислот и ПАВ.
Lupromin FP A 712		Коллектор для шеелита. Комбинация анионных ПАВ.
DP-OMC-1343		Коллектор для шеелита. Фосфорный эфир.
DP-OMC-1033		Коллектор для шеелита. Модифицированные жирные кислоты.
SW08	Q Minerals	Жирные кислоты растительных масел, натриевые соли, смесь алифатических кислот
YX-P		Салицилгидроксаметовая кислота, минеральная соль.
AERO 845	SYENSQO	Сульфосукциант, этанол, гидрогенизированный диталловый амин
AERO 704		Реагент фирмы SYENSQO. Рекомендуемая дозировка производителя 10-50 г/т. Водорастворимый, обладает пенообразующими свойствами
AERO 726		

Для определения оптимальной тонины помола и степени раскрываемости ценного компонента были поставлены тесты по флотации на

пробах руды различной степени измельчения по схеме № 1, приведенной на рисунке 3.2.

Результаты и условия проведения тестов приведены в таблице 3.9. Зависимость показателей основной коллективной флотации (извлечение и содержание вольфрама в концентрате) от степени измельчения представлены на рисунке 3.3.

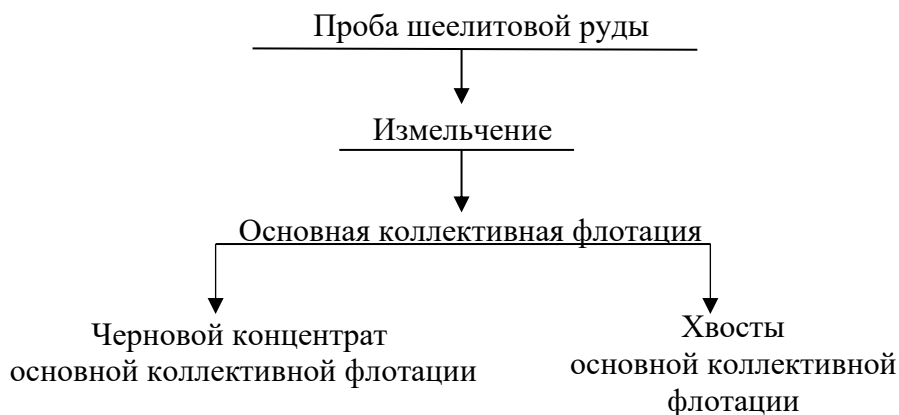


Рисунок 3.2 – Схема № 1 проведения опыта в открытом цикле

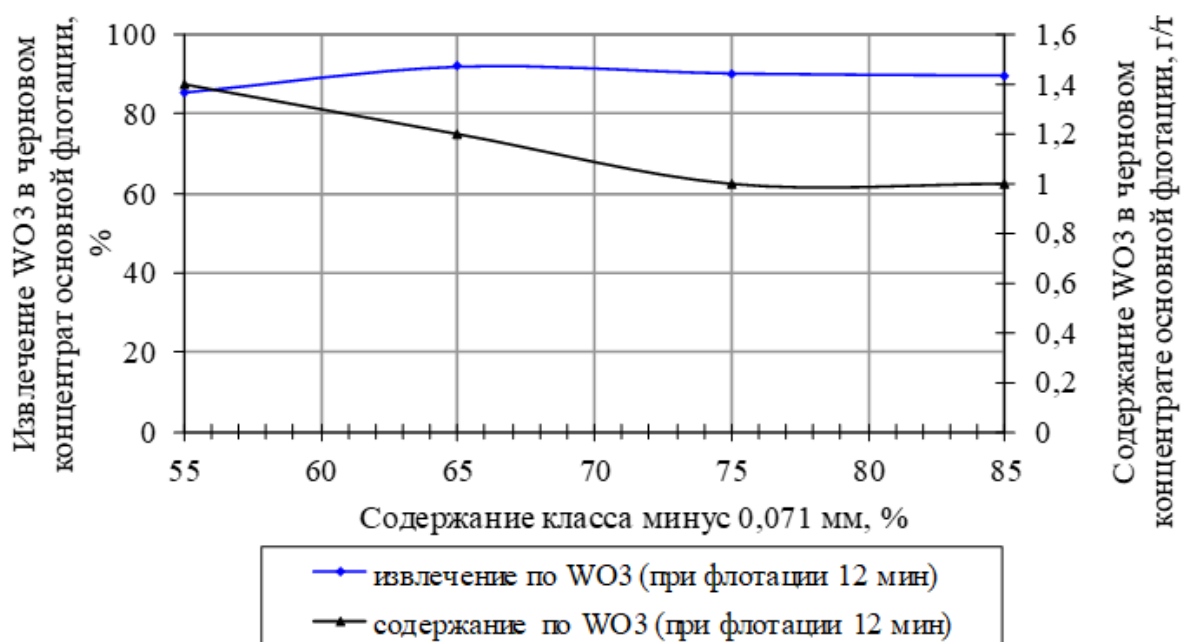


Рисунок 3.3 – Зависимость показателей основной коллективной флотации (извлечение и содержание вольфрама в концентрате) от степени измельчения

Таблица 3.9 – Зависимость показателей флотации от степени измельчения пробы вольфрамсодержащей руды месторождения Казахстана

Крупность питания флотации	Наименование продукта	Выход, %	Содержание WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
1	2	3	4	5
Тест № 1				
55 % класса минус 0,071 мм	Черновой концентрат 1'	2,57	2,63	58,6
	2'	1,22	1,99	21,0
	3'	0,55	0,61	2,9
	6'	0,82	0,31	2,2
	9'	0,78	0,07	0,5
	12'	0,81	0,04	0,3
	Σ	6,75	1,463	85,5
	Хвосты основной коллективной флотации	93,25	0,018	14,5
	Руда	100,00	0,115	100,0
Тест № 2				
65 % класса минус 0,071 мм	Черновой концентрат 1'	3,22	2,14	60,2
	2'	1,60	1,7	23,8
	3'	0,55	0,57	2,7
	6'	1,25	0,34	3,7
	9'	0,95	0,12	1,0
	12'	1,02	0,07	0,6
	Σ	8,59	1,226	92,0
	Хвосты основной коллективной флотации	91,41	0,01	8,0
	Руда	100,00	0,115	100,0
Тест № 3				
75 % класса минус 0,045 мм	Черновой концентрат 1'	4,39	1,73	63,5
	2'	1,91	1,18	18,9
	3'	0,57	0,56	2,7
	6'	1,63	0,28	3,8
	9'	1,06	0,09	0,8
	12'	1,02	0,06	0,5
	Σ	10,58	1,018	90,3
	Хвосты основной коллективной флотации	89,42	0,013	9,7
	Руда	100,00	0,119	100,0

Продолжение таблицы 3.9

1	2	3	4	5	
Тест № 4					
85 % класса минус 0,045 мм	Черновой концентрат	1'	4,03	1,91	66,9
		2'	1,56	0,88	12,0
		3'	0,58	0,41	2,1
		6'	1,57	0,56	7,7
		9'	1,22	0,07	0,7
		12'	1,08	0,06	0,6
		Σ	10,05	1,029	89,8
	Хвосты основной коллективной флотации		89,95	0,013	10,2
	Руда		100,00	0,115	100,0
Условия проведения опытов: рН флотации – 10,33/10,02					
Операция	τ, мин	Расход реагентов, г/т			
		Na ₂ CO ₃	Na ₂ SiO ₃	WH	
Измельчение	варьируется	-	-	-	
Основная коллективная флотация	12	1100	800	400+80+60+60	

При измельчении руды от крупности от 55 % до 85 % класса минус 0,071 мм были достигнуты следующие основные показатели процесса флотации:

- содержание и извлечение вольфрама в черновом концентрате основной коллективной флотации при продолжительности 12 минут оптимальны при крупности степени измельчения 55-65 % класса минус 0,071 мм. Дальнейшее повышение содержания класса минус 0,071 мм ведет к снижению качества коллективного концентрата за счет эффекта ошламованию как минералов вольфрама, так и минералов пустой породы.

В итоге дальнейшая степень измельчения основной коллективной флотации была выбрана 65 % класса минус 0,071 мм.

После определения тонины помола питания основной коллективной флотации, были поставлены опыты с целью определения оптимального собирателя флотации шеелита, результаты которых приведены в таблице 3.10.

Таблица 3.10 – Зависимость показателей флотации от разных собирателей пробы вольфрамсодержащей руды месторождения Казахстана

Наименование и расход собирателя	Наименование продукта	Выход, %	Содержание WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
1	2	3	4	5
Тест № 1				
WH - 400 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	4,24	1,81	71,3
	4'	1,52	1,16	16,4
	6'	0,90	0,23	1,9
	Σ	6,66	1,447	89,6
	Хвосты коллективной флотации	93,34	0,012	10,4
	Руда	100,00	0,108	100,0
Тест № 2				
DP OMC 1822 A – 200 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	3,95	2,11	75,0
	4'	1,69	0,92	14,0
	Σ	5,64	1,754	89,0
	Хвосты коллективной флотации	94,36	0,013	11,0
	Руда	100,00	0,111	100,0
Тест № 3				
Lupromin 3000– 200 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	7,82	1,13	84,3
	4'	0,44	1,04	4,4
	Σ	8,26	1,125	88,6
	Хвосты коллективной флотации	91,74	0,013	11,4
	Руда	100,00	0,105	100,0
Тест № 4				
DP OMC 1165 -200 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	8,03	1,08	73,4
	4'	4,63	0,32	12,5
	Σ	12,66	0,802	86,0
	Хвосты коллективной флотации	87,34	0,019	14,0
	Руда	100,00	0,118	100,0

Продолжение таблицы 3.10

1	2	3	4	5
Тест № 5				
DP OMC 1775 - 400 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	4,33	2,01	76,7
	4'	2,28	0,49	9,9
	Σ	6,61	1,486	86,8
	Хвосты коллективной флотации	93,39	0,016	13,2
	Руда	100,00	0,113	100,0
Тест № 6				
DP OMC 1919A - 200 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	3,49	2,52	78,7
	4'	1,02	0,83	7,6
	Σ	4,51	2,138	86,3
	Хвосты коллективной флотации	95,49	0,016	13,7
	Руда	100	0,112	100,0
Тест № 7				
Lupromin FP A712 -200 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	4,10	2,01	77,7
	4'	1,20	0,39	4,4
	Σ	5,30	1,644	82,1
	Хвосты коллективной флотации	94,70	0,020	17,9
	Руда	100,00	0,106	100,0
Тест № 8				
DP OMC 1343 - 600 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	1,68	4,35	76,7
	4'	0,99	1,18	9,9
	Σ	2,67	3,175	80,6
	Хвосты коллективной флотации	97,33	0,021	19,4
	Руда	100,00	0,105	100,0

Продолжение таблицы 3.10

1	2	3	4	5
Тест № 9				
1033 -200 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	9,21	1,04	78,8
	4'	4,83	0,25	9,9
	Σ	14,03	0,768	88,7
	Хвосты коллективной флотации	85,97	0,016	11,3
	Руда	100,00	0,122	100,0
Тест № 10				
SW08 – 200 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	3,37	2,70	76,4
	4'	1,73	0,31	4,5
	Σ	5,10	1,891	80,9
	Хвосты коллективной флотации	94,90	0,024	19,1
	Руда	100,00	0,119	100,0
Тест № 11				
AERO 845 – 200 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	5,55	1,7	77,7
	4'	1,34	0,7	7,8
	Σ	6,89	1,505	85,4
	Хвосты коллективной флотации	93,11	0,019	14,6
	Руда	100,00	0,121	100,0
Тест № 12				
AERO 704 – 300 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	6,09	1,64	82,5
	4'	2,75	0,14	3,2
	Σ	8,84	1,174	85,7
	Хвосты коллективной флотации	91,16	0,019	14,3
	Руда	100,00	0,121	100,0
Тест № 13				
AERO 726 – 300 г/т	Черновой концентрат основной коллективной флотации 2'	3,94	2,18	72,2
	4'	3,59	0,15	4,5
	Σ	7,54	1,212	76,7
	Хвосты коллективной флотации	92,46	0,03	23,3
	Руда	100,00	0,119	100,0

На основании результатов, приведенных в таблице 3.10 видно, что наилучшие показатели были достигнуты при применении собирателя WH и DP-ОМС-1822А.

Далее были проведены опыты в зависимости основной коллективной флотации от расхода соды и жидкого стекла по схеме № 2, приведенной на рисунке 3.11.

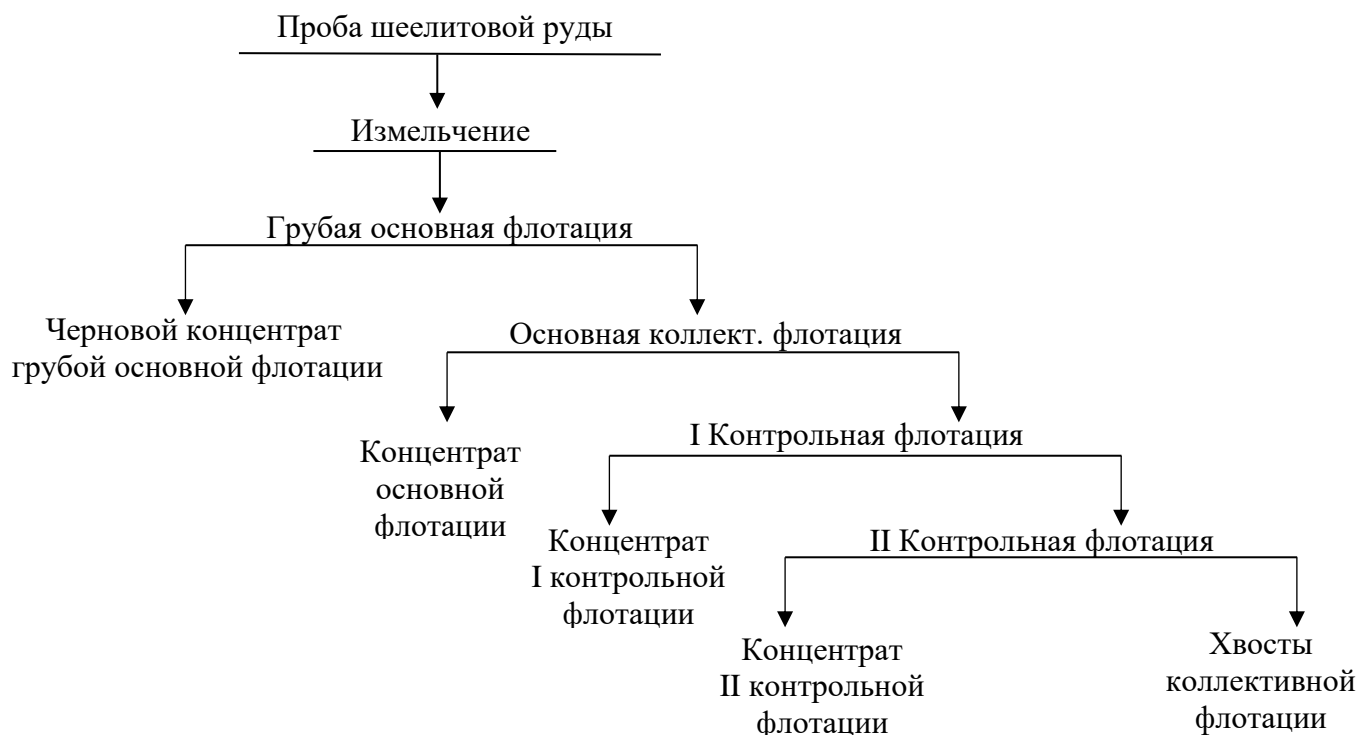


Рисунок 3.4 – Схема № 2 проведения опыта в открытом цикле

Результаты выполненных тестов приведены в таблицах 3.11 и 3.12. На основании выполненных тестов при проведении дальнейших тестов расход соды в грубую основную флотацию был принят 2000 г/т, жидкого стекла – 400 г/т, собирателя WH – 500 г/т.

Результаты тестов по сравнению показателей получения чернового концентрата с применением собирателя WH и DP-ОМС-1822А, выполняемые по схеме, изображенной на рисунке 3.5, приведены в таблице 3.13.

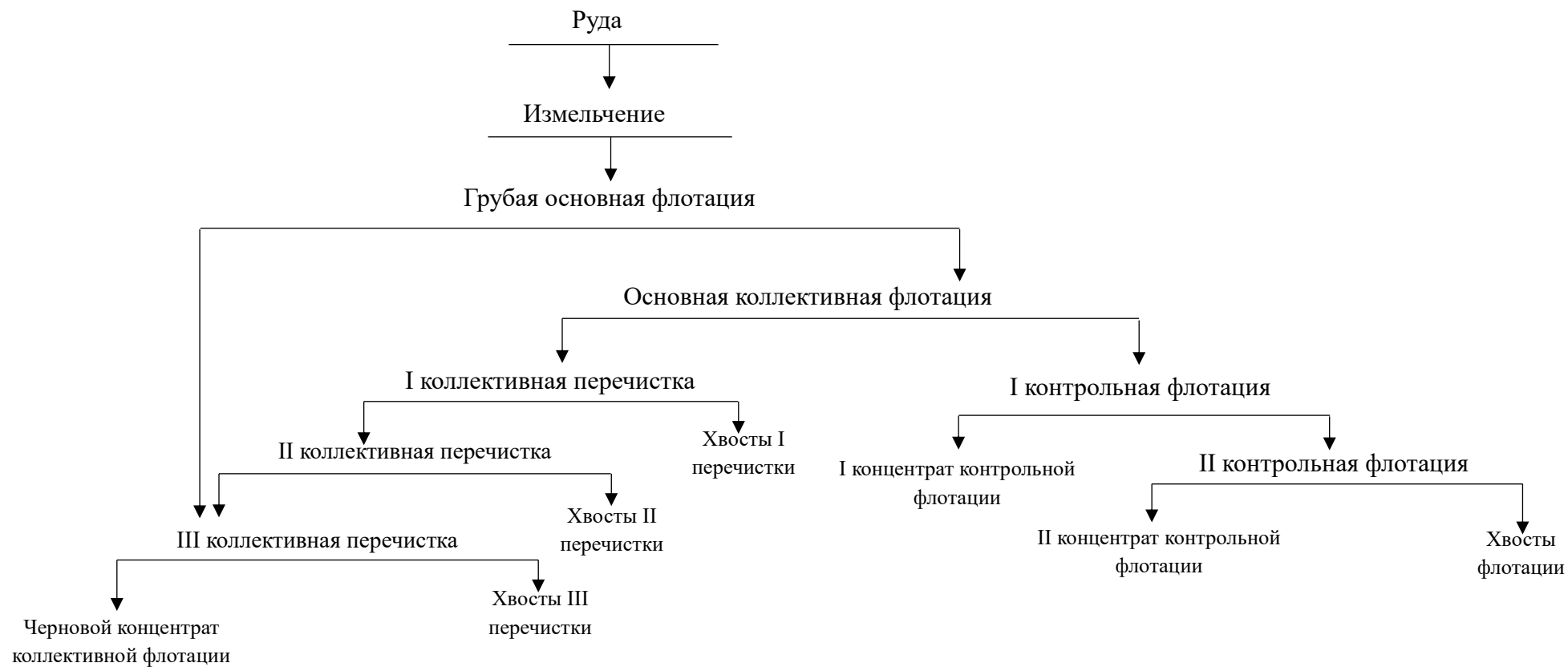


Рисунок 3.5 – Схема выполнения тестов по сравнению показателей получения чернового концентрата с применением собирателя WH и DP-ОМС-1822А

Таблица 3.11 – Зависимость показателей флотации от расхода соды пробы шеелитовой руды месторождения Казахстана

Расход Na ₂ CO ₃	Наименование продукта	Выход, %	Содержание WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
1	2	3	4	5
Тест № 1				
Na ₂ CO ₃ – 500 г/т	Черновой концентрат грубой основной флотации	6,44	1,31	73,2
	Концентрат основной коллективной флотации	2,27	0,32	6,3
	Концентрат I контрольной флотации	1,45	0,22	2,8
	Концентрат II контрольной флотации	0,99	0,27	2,3
	Хвосты коллективной флотации	88,85	0,020	15,4
	Руда	100,00	0,115	100,0
Тест № 2				
Na ₂ CO ₃ – 1000 г/т	Черновой концентрат грубой основной флотации	5,82	1,56	80,0
	Концентрат основной коллективной флотации	2,36	0,27	5,6
	Концентрат I контрольной флотации	1,33	0,19	2,2
	Концентрат II контрольной флотации	0,86	0,15	1,1
	Хвосты коллективной флотации	89,64	0,014	11,1
	Руда	100,00	0,114	100,0
Тест № 3				
Na ₂ CO ₃ – 2000 г/т	Черновой концентрат грубой основной флотации	5,94	1,56	80,2
	Концентрат основной коллективной флотации	3,22	0,25	7,0
	Концентрат I контрольной флотации	1,66	0,15	2,2
	Концентрат II контрольной флотации	1,00	0,09	0,8
	Хвосты коллективной флотации	88,18	0,013	9,9
	Руда	100,00	0,116	100,0

Продолжение таблицы 3.11

Тест № 4				
Na ₂ CO ₃ – 3000 г/т	Черновой концентрат грубой основной флотации	6,31	1,46	81,7
	Концентрат основной коллективной флотации	3,11	0,21	5,8
	Концентрат I контрольной флотации	1,8	0,1	1,6
	Концентрат II контрольной флотации	1,18	0,08	0,8
	Хвосты коллективной флотации	87,6	0,013	10,1
	Руда	100,00	0,113	100,0
Тест № 5				
Na ₂ CO ₃ – 4000 г/т	Черновой концентрат грубой основной флотации	5,23	1,68	78,4
	Концентрат основной коллективной флотации	2,44	0,38	8,3
	Концентрат I контрольной флотации	1,76	0,14	2,2
	Концентрат II контрольной флотации	1,19	0,07	0,7
	Хвосты коллективной флотации	89,38	0,013	10,4
	Руда	100,00	0,112	100,0
Условия проведения опытов: Крупность питания флотации 65 % класса минус 0,071 мм				
Операция	τ, мин	Расход реагентов, г/т		
		Na ₂ CO ₃	Жидкое стекло	WH
Измельчение	13,30	-	-	-
Грубая основная флотация	3	варьируется	-	400
Коллективная основная флотация	3	-	-	80
I Контрольная флотация	3	-	-	60
II Контрольная флотация	2	-	-	60

Таблица 3.12 – Зависимость показателей флотации от расхода жидкого стекла при применении собирателя WN

Расход реагентов	Наименование продукта	Выход, %	Содержание WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
Тест № 1				
ЖС – 400 г/т WN – 400 г/т	Черновой концентрат грубой основной флотации	4,86	1,94	84,0
	Концентрат основной коллективной флотации	2,05	0,17	3,1
	Концентрат I контрольной флотации	1,34	0,08	1,0
	Концентрат II контрольной флотации	0,75	0,08	0,5
	Хвосты коллективной флотации	91	0,014	11,4
	Руда	100,00	0,112	100,0
Тест № 2				
ЖС – 800 г/т WN – 400 г/т	Черновой концентрат грубой основной флотации	3,32	2,73	81,4
	Концентрат основной коллективной флотации	1,28	0,36	4,1
	Концентрат I контрольной флотации	0,82	0,15	1,1
	Концентрат II контрольной флотации	0,60	0,12	0,6
	Хвосты коллективной флотации	93,98	0,015	12,7
	Руда	100,00	0,111	100,0
Тест № 3				
ЖС – 400 г/т WN – 500 г/т	Черновой концентрат грубой основной флотации	3,72	2,59	84,4
	Концентрат основной коллективной флотации	1,76	0,25	3,9
	Концентрат I контрольной флотации	1,31	0,12	1,4
	Концентрат II контрольной флотации	0,71	0,10	0,6
	Хвосты коллективной флотации	92,51	0,012	9,7
	Руда	100,01	0,114	100,0
Условия проведения опытов: Крупность питания флотации 65 % класса минус 0,071 мм				
Операция	τ, мин	Расход реагентов, г/т		
		Na ₂ CO ₃	Жидкое стекло	WN
Грубая основная флотация	3		варьируется	
Коллективная основная флотация	3	1000	-	80
I Контрольная флотация	3	-	-	60
II Контрольная флотация	2	-	-	60

Таблица 3.13 – Сравнение показателей флотации при применении собирателя WH и DP-ОМС-1822А

Наименование продукта	Выход, %	Содержание WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %		
Тест № 1 – с собирателем WH					
Черновой концентрат	3,35	2,84	83,30		
Концентрат I контрольной флотации	1,25	0,10	1,09		
Концентрат II контрольной флотации	0,98	0,08	0,69		
Хвосты I коллективной перечистки	1,56	0,07	0,96		
Хвосты II коллективной перечистки	0,37	0,18	0,58		
Хвосты III коллективной перечистки	0,17	0,30	0,45		
Хвосты коллективной флотации	92,32	0,016	12,93		
Руда	100,00	0,114	100,00		
Тест № 2 – с собирателем DP-ОМС-1822А					
Черновой концентрат	3,23	2,96	83,08		
Концентрат I контрольной флотации	1,59	0,12	1,66		
Концентрат II контрольной флотации	1,28	0,06	0,67		
Хвосты I коллективной перечистки	1,85	0,05	0,80		
Хвосты II коллективной перечистки	0,52	0,20	0,90		
Хвосты III коллективной перечистки	0,33	0,35	1,00		
Хвосты коллективной флотации	91,20	0,015	11,89		
Руда	100,00	0,115	100,00		
Условия проведения опытов: Крупность питания флотации 65 % класса минус 0,071 мм					
Операция	τ, мин	Расход реагентов, г/т			
		Na ₂ CO ₃	Жидкое стекло	собиратель	
				I тест - WH	2 тест – DP-ОМС-1822А
Грубая основная флотация	3	2000	800	500	400
Коллективная основная флотация	3	-	-	80	80
I Контрольная флотация	3	-	-	60	60
II Контрольная флотация	2	-	-	60	60
I коллективная перечистка	3	-	150	-	-
II коллективная перечистка	2	-	50	-	-
III коллективная перечистка	2	-	-	-	-

По результатам выполненных тестов можно отметить следующее:

- оптимальным расходом соды и жидкого стекла в операцию грубой флотации, обеспечивающих наиболее высокие технологические показатели переработки руды можно считать следующие значения: Na_2CO_3 – 2000 г/т, ЖС – 800 г/т;

- при сравнении фабричного собирателя и собирателя DP-ОМС-1822А можно отметить, что при применении собирателя DP-ОМС-1822А содержание и извлечение WO_3 в хвосты флотации несколько ниже, чем при применении WH.

Результаты тестов были использованы при планировании режимов выполнения тестов по флотации в замкнутом цикле.

3.3 Проведение тестов по флотации в замкнутом цикле

Тесты в замкнутом цикле проводились по схеме, приведенной на рисунке 3.6. При выполнении схемного опыта было проведено 8 оборотов при навеске на каждый оборот 4 кг. Было выполнено 2 схемных теста: с применением собирателя WH и собирателя DP-ОМС-1822А. Условия выполнения и результаты тестов приведены в таблицах 3.9 и 3.10.

Таблица 3.14 – Результаты флотации руды в замкнутом цикле с применением собирателя WH

Наименование продукта	Выход продукта, %	Содержание WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
Шеелитовый концентрат	0,148	62,15	76,33
Хвосты коллективной флотации	96,43	0,020	16,00
Хвосты доводочной флотации	3,422	0,27	7,67
Σ Хвосты отвальные	99,852	0,029	23,67
Руда	100,00	0,121	100,00

Условия проведения опытов: Крупность питания флотации 65 % класса минус 0,071 мм

Операция	τ, мин	Расход реагентов, г/т		
		Na ₂ CO ₃	Жидкое стекло	WH
Грубая основная флотация	3	2000	800	500
Коллективная основная флотация	3	-	-	80
I Контрольная флотация	3	-	-	60
II Контрольная флотация	2	-	-	60
I коллективная перечистка	3	-	150	-
II коллективная перечистка	2	-	50	-
III коллективная перечистка	2	-	-	-
Пропарка черного концентрата	60	-	4800	-
Основная доводочная флотация	5	-	200	-
I контрольная доводочная флотация	3	-	-	1,6
II контрольная доводочная флотация	3	-	-	1,0
III контрольная доводочная флотация	3	-	-	-
I перечистка доводочной флотации	4	-	100	-
II перечистка доводочной флотации	3	-	-	-
III перечистка доводочной флотации	2	-	-	-
IV перечистка доводочной флотации	2	-	-	-
V перечистка доводочной флотации	2	-	-	-

Таблица 3.15 – Результаты флотации руды в замкнутом цикле с применением собирателя DP-ОМС-1822А

Наименование продукта	Выход продукта, %	Содержание WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
Шеелитовый концентрат	0,15	61,56	76,76
Хвосты коллективной флотации	96,12	0,019	15,18
Хвосты доводочной флотации	3,73	0,26	8,06
Σ Хвосты отвальные	99,85	0,028	23,24
Руда	100,00	0,120	100,00

Условия проведения опытов: Крупность питания флотации 65% класса минус 0,071 мм

Операция	τ, мин	Расход реагентов, г/т		
		Na ₂ CO ₃	Жидкое стекло	Собиратель
Грубая основная флотация	3	2000	800	500
Коллективная основная флотация	3	-	-	80
I Контрольная флотация	3	-	-	60
II Контрольная флотация	2	-	-	60
I коллективная перерешетка	3	-	150	-
II коллективная перерешетка	2	-	50	-
III коллективная перерешетка	2	-	-	-
Пропарка черного концентрата	60	-	4800	-
Основная доводочная флотация	5	-	200	-
I контрольная доводочная флотация	3	-	-	1,6
II контрольная доводочная флотация	3	-	-	1,0
III контрольная доводочная флотация	3	-	-	-
I перерешетка доводочной флотации	4	-	100	-
II перерешетка доводочной флотации	3	-	-	-
III перерешетка доводочной флотации	2	-	-	-
IV перерешетка доводочной флотации	2	-	-	-
V перерешетка доводочной флотации	2	-	-	-

Результаты тестов в замкнутом цикле показали возможность получения из руды с содержанием WO₃ – 0,12 % шеелитового концентрата с содержанием WO₃ 61,6-62,2 % при извлечении 76,3-76,8 %.

Результаты гранулометрического состава хвостов флотации приведены в таблице 3.10. Наиболее высокие потери вольфрама фиксируются в тонких классах.

Таблица 3.16 – Результаты гранулометрического состава хвостов флотации

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание WO ₃ , %	Распределение WO ₃ , %
+0,1	26,07	0,012	16,12
-0,1+0,071	11,74	0,018	10,89
-0,071+0,045	12,74	0,018	11,82
-0,045	49,45	0,024	61,16
Итого:	100,00	0,029	100,00

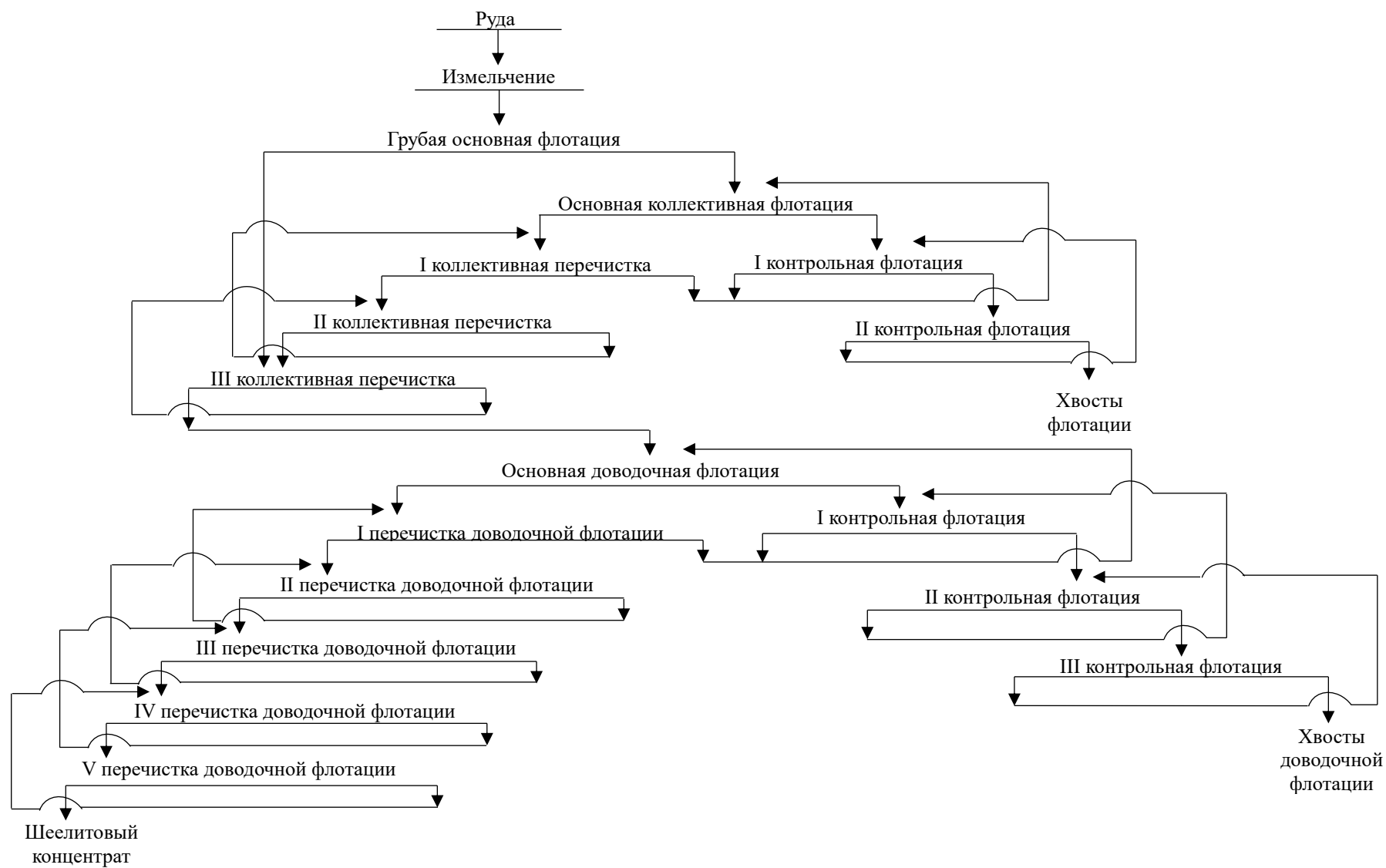


Рисунок 3.6 – Схема проведения тестов по флотации в замкнутом цикле

3.4 Совершенствование технологической схемы обогащения вольфрамовой руды

Совершенствование технологической схемы обогащения вольфрамовой руды основывается на результатах исследования её геолого-минералогических особенностей, вещественного и фазового состава, а также комплексной оценки технологических свойств сырья. Установленные характеристики руды свидетельствуют о сложной перерабатываемости, обусловленной тонкой вкраплённостью вольфрамовых минералов, их тесной ассоциацией с породообразующими фазами и наличием сопутствующих рудных компонентов, что требует перехода от традиционных одностадийных схем к более гибким и комбинированным технологическим решениям.

Анализ существующих схем переработки показал, что применение исключительно гравитационного обогащения обеспечивает извлечение преимущественно крупно- и средневкрапленных форм шеелита и вольфрамитов, однако сопровождается значительными потерями тонких фракций в хвостах. В этой связи усовершенствование схемы обогащения предусматривает поэтапное измельчение руды с промежуточной классификацией и последовательным извлечением полезного компонента на различных стадиях переработки. Такой подход позволяет снизить переизмельчение материала и минимизировать образование шламов.

Предлагаемая усовершенствованная технологическая схема включает предварительное дробление и измельчение руды до оптимальной крупности с последующим гравитационным обогащением на концентрационных столах или спиральных сепараторах. Гравитационные концентраты направляются на дообогащение, тогда как хвосты гравитации подвергаются дополнительному тонкому измельчению и флотационной переработке. Включение флотации на данной стадии обеспечивает извлечение тонковкрапленных форм вольфрама, которые не могут быть эффективно выделены гравитационными методами.

Существенным элементом совершенствования схемы является оптимизация реагентного режима флотации с учётом минерального состава руды и влияния сопутствующих сульфидных минералов. Применение селективных коллекторов и депрессантов позволяет повысить извлечение вольфрамовых минералов и снизить содержание примесей в концентрате. При необходимости предусматривается использование магнитной сепарации для выделения вольфрамитов и снижения нагрузки на флотационный передел.

Для повышения полноты извлечения вольфрама в усовершенствованную схему может быть включён гидрометаллургический этап, направленный на переработку флотационных хвостов или труднообогатимых продуктов. Применение щелочного или кислотного выщелачивания позволяет дополнительно вовлечь в переработку вольфрам, находящийся в мелкодисперсном или труднообогатимом состоянии, и повысить общий выход полезного компонента.

Таким образом, совершенствование технологической схемы обогащения вольфрамовой руды заключается в переходе к комбинированному и поэтапному подходу, основанному на рациональном сочетании гравитационных, флотационных и при необходимости гидрометаллургических методов. Реализация предложенной схемы обеспечивает повышение суммарного извлечения вольфрама, снижение потерь в хвостах, более эффективное использование минерального сырья и улучшение технико-экономических показателей переработки.

Практика переработки вольфрамовых руд в различных странах показывает, что наибольшую эффективность обеспечивают комбинированные технологические схемы, основанные на поэтапном извлечении полезного компонента с использованием гравитационных, флотационных и гидрометаллургических методов. Совершенствование технологий обогащения вольфрамовых руд за рубежом осуществляется с учётом минералогических особенностей сырья, требований к качеству концентрата и экономических условий производства.

Наиболее развитые технологии переработки вольфрамовых руд применяются в Китае, который занимает лидирующие позиции по добыче и переработке вольфрама (Рисунок 4). На предприятиях провинций Хунань и Цзянси широко используются комбинированные схемы, включающие многостадийное гравитационное обогащение с последующей флотацией и гидрометаллургической переработкой хвостов. Реализация таких схем позволяет достигать извлечения вольфрама на уровне 90–92 %, что подтверждает высокую эффективность поэтапного подхода.

Сравнение извлечения вольфрама при усовершенствованных схемах

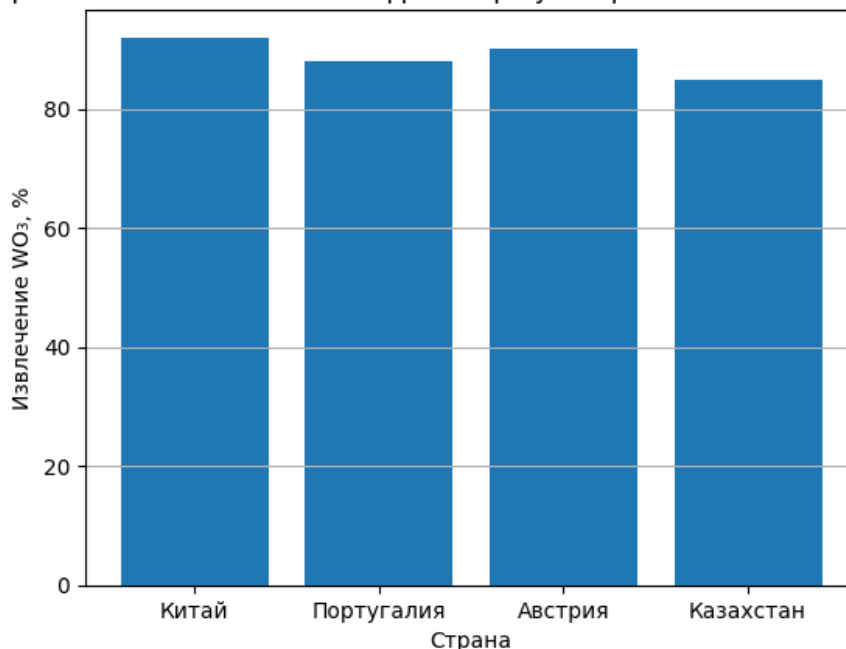


Рисунок 4 – Сравнение извлечения вольфрама при усовершенствованных технологических схемах в различных странах

Данная диаграмма показывает, что наивысшие показатели извлечения достигаются при использовании комбинированных схем переработки, реализованных на предприятиях Китая и Австрии. Казахстан, применяя аналогичные подходы, обладает потенциалом для повышения извлечения вольфрама за счёт дальнейшего совершенствования технологических решений.

В странах Европы, в частности в Португалии и Австрии, совершенствование технологических схем ориентировано на переработку руд сложного состава и снижение экологической нагрузки. На предприятиях Португалии основное внимание уделяется оптимизации флотационных процессов и повторной переработке хвостов гравитационного обогащения, что обеспечивает стабильное извлечение вольфрама на уровне 85–88 %. В Австрии комбинированные схемы дополняются современными методами классификации и автоматизированного контроля параметров переработки, что позволяет поддерживать высокую эффективность технологического процесса.

В Казахстане совершенствование технологических схем обогащения вольфрамовых руд находится на этапе активного развития и во многом базируется на адаптации зарубежного опыта к условиям отечественной минерально-сырьевой базы. Внедрение поэтапного измельчения, комбинирование гравитационных и флотационных методов, а также рассмотрение возможности гидрометаллургической переработки труднообогатимых продуктов позволяет повысить извлечение вольфрама и снизить потери полезного компонента в хвостах.

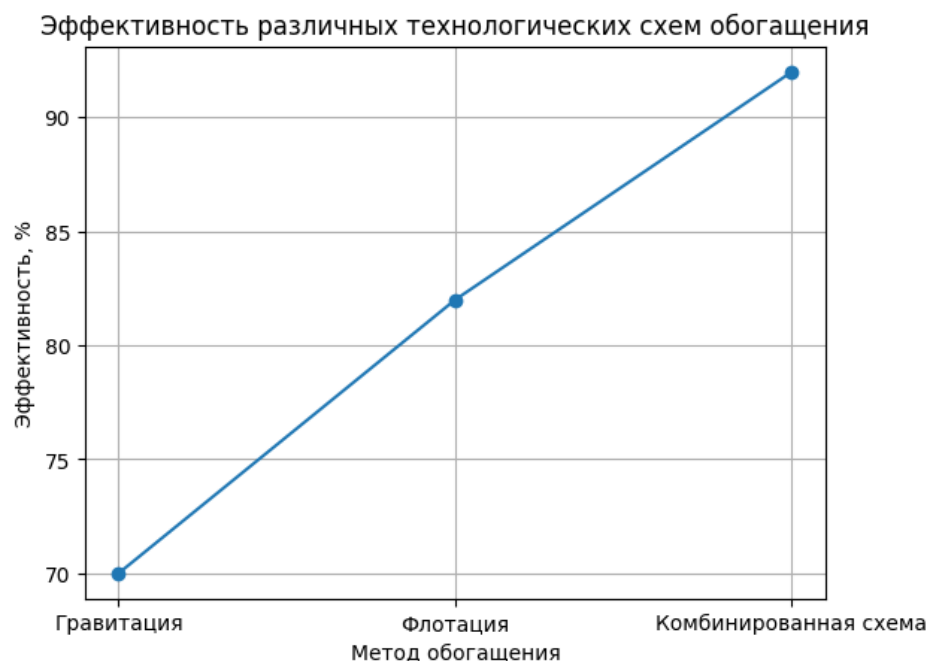


Рисунок 5 – Эффективность различных технологических схем обогащения вольфрамовой руды

График демонстрирует рост эффективности переработки при переходе от отдельных методов обогащения к комбинированной схеме. Наибольший эффект достигается при рациональном сочетании гравитационных и флотационных процессов, дополненных гидрометаллургическим переделом.

В результате проведенного анализа и обобщения теоретических, экспериментальных и практических данных установлено, что переработка вольфрамовой руды исследуемого месторождения характеризуется сложной технологической перерабатываемостью, обусловленной тонкой вкрапленностью вольфрамовых минералов, их тесной ассоциацией с породообразующими и сопутствующими рудными фазами, а также неравномерным распределением полезного компонента. Указанные особенности ограничивают эффективность традиционных одностадийных схем обогащения и требуют применения более гибких и комбинированных технологических решений.

Анализ существующих технологических схем показал, что использование исключительно гравитационного обогащения позволяет извлекать преимущественно крупные и средние зерна шеелита и вольфрамитов, однако сопровождается значительными потерями тонковкрапленных форм вольфрама в хвостах. В этой связи обоснована целесообразность перехода к поэтапному измельчению с промежуточной классификацией и последовательным извлечением полезного компонента на различных стадиях переработки, что позволяет снизить переизмельчение материала и минимизировать образование шламовых фракций. Предложенная усовершенствованная технологическая схема, основанная на рациональном сочетании гравитационных и флотационных процессов, обеспечивает более полное извлечение вольфрама за счёт вовлечения в переработку тонковкрапленных и труднообогатимых форм полезного компонента. Оптимизация реагентного режима флотации и, при необходимости, включение магнитной сепарации способствуют повышению селективности процесса и улучшению качества получаемого концентрата.

Дополнительное включение гидрометаллургического этапа для переработки хвостов и промежуточных продуктов позволяет увеличить суммарное извлечение вольфрама и повысить степень использования минерального сырья. Такой подход соответствует современным тенденциям развития горно-металлургической отрасли, ориентированным на комплексную переработку руд и снижение потерь стратегически важных металлов. Обобщение международного опыта показало, что наибольшие технологические и экономические показатели достигаются при применении комбинированных схем переработки, реализуемых на предприятиях ведущих стран-производителей вольфрама. Адаптация данных подходов к условиям отечественной минерально-сырьевой базы подтверждает перспективность внедрения усовершенствованной технологической схемы для переработки вольфрамовых руд Казахстана.

Таким образом, совершенствование технологической схемы обогащения вольфрамовой руды на основе комплексного и поэтапного подхода является научно и технологически обоснованным направлением, позволяющим повысить извлечение вольфрама, снизить потери полезного компонента и улучшить технико-экономические показатели переработки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В условиях роста мирового спроса на стратегические металлы и усиления требований к рациональному использованию минеральных ресурсов особую актуальность приобретает совершенствование технологий переработки вольфрамсодержащих руд. Вольфрам, обладающий уникальными физико-химическими свойствами, играет ключевую роль в металлургии, машиностроении, электронике и оборонной промышленности, что определяет его стратегическое значение для экономики Республики Казахстан. Наличие в стране значительных запасов вольфрамовых руд, характеризующихся сложным вещественным составом и зачастую низким содержанием полезного компонента, обуславливает необходимость разработки и внедрения эффективных и научно обоснованных технологических решений их переработки.

В ходе выполнения данной дипломной работы проведено комплексное исследование геолого-минералогических особенностей, вещественного и фазового состава, а также технологических свойств вольфрамсодержащей руды месторождения Казахстана. Установлено, что руда отличается сложной минералогической структурой, тонкой и неравномерной вкрапленностью вольфрамовых минералов, их тесной ассоциацией с породообразующими и сопутствующими рудными фазами. Эти особенности существенно осложняют процессы раскрытия полезного компонента и снижают эффективность применения традиционных одностадийных схем обогащения.

Результаты изучения вещественного и фазового состава показали, что основными носителями вольфрама в руде являются шеелит и вольфрамит, распределённые по рудному телу неравномерно и представленные различными морфологическими формами. Присутствие значительного количества сопутствующих минералов, включая кварц, кальцит, гранат и сульфиды, оказывает существенное влияние на физико-химические свойства пульпы и требует дифференцированного подхода к выбору методов переработки. Установлено, что значительная часть вольфрамсодержащих фаз относится к тонковкрапленным и труднообогатимым, что предопределяет необходимость применения комбинированных технологических схем.

Комплексная оценка технологических свойств исходного сырья позволила выявить ключевые факторы, ограничивающие эффективность переработки, среди которых особое значение имеют повышенная прочность и абразивность руды, склонность к шламообразованию, а также неоднородность распределения полезного компонента по классам крупности. Вместе с тем выявленный высокий контраст плотностей между вольфрамовыми минералами и пустой породой создаёт предпосылки для использования гравитационных методов обогащения, эффективность которых существенно возрастает при рациональном сочетании с флотационными и гидрометаллургическими процессами.

На основе анализа результатов исследований и обобщения международного опыта разработаны предложения по совершенствованию технологической схемы обогащения вольфрамовой руды. Показано, что наиболее рациональным является переход к поэтапной переработке с промежуточной классификацией, последовательным извлечением полезного компонента и вовлечением в переработку труднообогатимых фракций. Предлагаемая усовершенствованная схема предусматривает сочетание гравитационного и флотационного обогащения с возможным включением гидрометаллургического передела, что позволяет повысить полноту извлечения вольфрама и снизить его потери в хвостах.

Сравнительный анализ зарубежных технологий переработки вольфрамовых руд показал, что в ведущих странах-производителях вольфрама наибольшие технологические и экономические показатели достигаются именно при использовании комбинированных схем переработки, ориентированных на комплексное извлечение полезного компонента. Адаптация данных подходов к условиям месторождений Казахстана является перспективным направлением развития отечественной вольфрамовой отрасли и позволяет повысить конкурентоспособность национальной продукции на мировом рынке.

Таким образом, выполненная работа подтверждает, что совершенствование технологии переработки вольфрамсодержащих руд месторождений Казахстана является научно обоснованным и практически значимым направлением. Реализация предложенных технологических решений способствует повышению эффективности использования минеральных ресурсов, снижению потерь стратегически важного металла, улучшению технико-экономических показателей переработки и формированию устойчивой сырьевой базы для дальнейшего развития горно-металлургического комплекса страны.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Ердаuletов Н.А. География и экономика минеральных ресурсов Казахстана. – Алматы: Қазақ университеті, 2015. – 312 с.
- 2 Бейсенов С.Б. Технология переработки труднообогатимых руд. – Алматы: Ғылым, 2017. – 256 с., стр. 45–62.
- 3 Сағындықов А.Р. Минерально-сырьевая база стратегических металлов Казахстана. – Алматы: Экономика, 2018. – 198 с., стр. 73–89.
- 4 Абдрахманов А.А. Обогащение руд цветных и редких металлов. – Алматы: КазНТУ, 2016. – 284 с., стр. 101–118.
- 5 Қаратаев Г.Е. Горнорудная промышленность Казахстана: состояние и перспективы. – Алматы: Дәуір, 2019. – 224 с., стр. 56–70.
- 6 Чантурия В.А. Теория и практика обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 2014. – 368 с., стр. 145–168.
- 7 Ревнивцев В.И. Флотация руд редких и рассеянных элементов. – М.: Горная книга, 2015. – 240 с., стр. 92–110.
- 8 Филимонов Л. Н. Гравитационные методы обогащения руд. – М.: Недра, 2013. – 210 с., стр. 64–81.
- 9 Абдрахманов Т. К., Бейсенов С.Б. Современные методы переработки минерального сырья. – Алматы: КазНТУ, 2020. – 190 с., стр. 34–50.
- 10 Медеу А.С. Экологические аспекты горно-металлургического производства. – Алматы: Ғылым, 2016. – 172 с., стр. 88–97.
- 11 Nabashi F. Handbook of Extractive Metallurgy. – Weinheim: Wiley-VCH, 1997. – 1120 p., p. 215–238.
- 12 Бейсенов С.Б., Абдрахманов А.А. Переработка труднообогатимых вольфрамовых руд // Горный журнал Казахстана. – 2021. – №4. – С. 45–52.
- 13 Сағындықов А.Р. Перспективы освоения вольфрамовых месторождений Казахстана // Вестник КазНТУ. – 2020. – №2. – С. 61–69.
- 14 Zhang Y. et al. Optimization of Tungsten Flotation // Minerals Engineering. – 2019. – Vol. 141. – P. 105–112.
- 15 Müller A. Gravity concentration of scheelite ores // International Journal of Mineral Processing. – 2018. – Vol. 176. – P. 88–95.
- 16 Silva R. Processing of complex tungsten ores // Minerals. – 2020. – Vol. 10(4). – P. 345–356.
- 17 Бейсенов С.Б. Технология переработки труднообогатимых руд. – Алматы: Ғылым, 2017. – 256 с., стр. 41–58.
- 18 Сағындықов А.Р. Современное состояние вольфрамовой отрасли РК // Вестник КазНТУ. – 2020. – №2. – С. 61–69.
- 19 Чантурия В.А. Теория и практика обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 2014. – 368 с., стр. 145–168.
- 20 Ревнивцев В.И. Флотация руд редких металлов. – М.: Горная книга, 2015. – 240 с., стр. 90–112.
- 21 Филимонов Л. Н. Гравитационные методы обогащения. – М.: Недра, 2013. – 210 с., стр. 64–82.

- 22 Абдрахманов Т. К. Технологические схемы переработки минерального сырья. – Алматы: КазННТУ, 2021. – 190 с., стр. 34–49.
- 23 Медеу А.С. Экологические проблемы горно-металлургического комплекса. – Алматы: Ғылым, 2016. – 172 с., стр. 88–97.
- 24 Исмагулов К.К. Минералогия редких металлов Казахстана. – Алматы: Наука, 2015. – 260 с., стр. 112–130.
- 25 Жумабаев Е. Т. Обогащение руд скарновых месторождений. – Алматы: Политех, 2018. – 204 с., стр. 70–85.
- 26 Кенжебаев Н.С. Минеральное сырьё стратегических металлов. – Алматы: Экономика, 2020. – 230 с., стр. 95–110.
- 27 Habashi F. Handbook of Extractive Metallurgy. – Weinheim: Wiley-VCH, 1997. – 1120 p., p. 215–238.
- 28 Wills B.A., Finch J. Wills' Mineral Processing Technology. – Oxford: Butterworth-Heinemann, 2016. – 512 p., p. 243–260.
- 29 Gupta C.K. Chemical Metallurgy. – Weinheim: Wiley-VCH, 2003. – 812 p., p. 401–420.
- 30 Lassner E., Schubert W.-D. Tungsten: Properties and Technology. – Vienna: Springer, 1999. – 422 p., p. 301–320.
- 31 Fuerstenau M.C. Froth Flotation. – New York: SME, 2007. – 888 p., p. 510–528.

ПРИЛОЖЕНИЕ А



ИНН 7715986433, р/с № 40702810710000550532 в АО "ТБанк" г. Москва
кор/счет 30101810145250000974 БИК 044525974
E-mail: mail@internauka.org, сайт: www.internauka.org, тел.8(499)-117-03-21,
адрес: 123182, г. Москва, ул. Академика Бочвара, д. 5, корпус. 2, к. 115

CONFIRMATION LETTER / СПРАВКА

16.01.2026 № 134446

Автор(-ы): Ормбасаров Ильяс Даниярович

The publishing house "Internauka" informs you that your article entitled "ENHANCEMENT OF THE PROCESSING TECHNOLOGY FOR TUNGSTEN-CONTAINING ORE AT A KAZAKHSTAN DEPOSIT" has been accepted for publication in the proceedings of the LXIII International Multidisciplinary Conference "Innovations and Tendencies of State-of-Art Science". The metadata is to place on eLIBRARY.ru.

The publication on the website <https://internauka.org/> is due on 26.01.2026

Издательство «Интернаука» сообщает Вам о том, что Ваша статья «ENHANCEMENT OF THE PROCESSING TECHNOLOGY FOR TUNGSTEN-CONTAINING ORE AT A KAZAKHSTAN DEPOSIT» принята к публикации в сборнике статей LXIII International Multidisciplinary Conference "Innovations and Tendencies of State-of-Art Science". Метаданные сборника статей будут размещены на eLIBRARY.ru.

Планируемая дата публикации сборника статей конференции на сайте <https://internauka.org/> 26.01.2026 г.

Генеральный директор
Издательство «Интернаука»

И.С. Степанов



INTERNAUKA

CERTIFICATE OF PARTICIPATION

LXIII International Multidisciplinary Conference
"Innovations and Tendencies of State-of-Art Science"

This is to certify the participation
in the conference and the publication of the article
in the corresponding proceedings

Ормбасаров Ильяс Даниярович

ENHANCEMENT OF THE PROCESSING TECHNOLOGY FOR
TUNGSTEN-CONTAINING ORE AT A KAZAKHSTAN DEPOSIT

Director General
Publishing House "Internauka"



I. Stepanov



19.01.2026

Rotterdam, Nederland